

А 118
5-758 ^{ог}

НА ДОМ НЕ ВЫДАЕТСЯ

С. 1-2

Чит. зал

Н. Б О Д Я Г И Н

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Канд. техн. наук М. Н. БОДЯГИН

Экземпляр
чит. зала

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Д о п у щ е н о
Министерством высшего образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов горных вузов и факультетов

ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Москва 1960

Рецензенты: Кафедра рудничной вентиляции
Московского горного института и доценты кан-
дидаты технических наук А. Ф. Милетич и
Г. В. Дуганов (Днепропетровский горный ин-
ститут).

АННОТАЦИЯ

Книга состоит из двух частей: рудничная атмо-
сфера и вентиляция шахт.

В первой части рассмотрены: химический состав
и физическое состояние рудничного воздуха и причины
их изменения; роль вентиляции как средства борьбы
с газами, пылью и высокими температурами.

Во второй части книги изложены теоретические
основы и инженерные средства обеспечения вентиля-
ции шахт.

Книга предназначена в качестве учебного пособия
для студентов горных вузов и факультетов.

ГОС. ПУБЛИЧНАЯ
НАУЧ.-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА СССР

2859 $\frac{12}{60}$

111

19719

~~4118~~
~~60~~ ~~13~~

ПРЕДИСЛОВИЕ

Воздух, поступающий из атмосферы в горные выработки шахты, претерпевает в них существенные изменения: теряет часть кислорода, загрязняется вредными и горючими газами и пылью, увлажняется и в определенных условиях нагревается, в результате чего может стать малопригодным для дыхания. Кроме того, воздух вместе с другими компонентами может образовывать взрывоопасные смеси. Чтобы обеспечить надлежащие санитарно-гигиенические и безопасные условия труда в горных выработках, в них необходимо производить непрерывное обновление воздуха.

Основной задачей курса вентиляции является освещение теоретических основ и практических путей обеспечения нормального состава и состояния рудничной атмосферы в горных выработках.

Рассматривая проветривание как непрерывный процесс, автор подробно изложил вопросы вентиляционных расчетов сетей как теоретической основы управления проветриванием действующей шахты.

Отдельные вопросы вентиляции, например борьба с газом, борьба с рудничной пылью и др., в настоящее время разработаны весьма широко и полно. Поэтому в книге помещен только тот материал, который следует считать минимальным в соответствии с бюджетом времени студента.

Для студентов разных специальностей требуется различная степень освещения отдельных вопросов вентиляции. В связи с этим, в отличие от имеющихся общих для разных специальностей учебников А. А. Скочинского и В. Б. Комарова «Рудничная вентиляция» и П. И. Мустеля «Вентиляция шахт», данный

курс рассчитан на студентов и инженеров специальности разработки пластовых, главным образом угольных месторождений.

Автор выражает признательность рецензентам книги — сотрудникам кафедры рудничной вентиляции Днепропетровского горного института гг. Г. В. Дуганову и А. Ф. Милстичу; сотрудникам кафедры рудничной вентиляции Московского горного института профессору А. И. Ксенофонтовой и доц. А. А. Хареву и ответственному редактору канд. техн. наук К. З. Ушакову.

Все замечания и рекомендации по содержанию книги будут приняты автором с благодарностью.

Часть первая

РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА

Глава I.

РУДНИЧНЫЙ ВОЗДУХ

§ 1. ИЗМЕНЕНИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА И СВОЙСТВ ВОЗДУХА ПРИ ДВИЖЕНИИ ПО ГОРНЫМ ВЫРАБОТКАМ

Атмосферный воздух. Сухой атмосферный воздух на поверхности земли представляет собой смесь газов довольно постоянного состава. Обычно по объему в нем содержится:

азота (N_2)	78,08 %
кислорода (O_2)	20,95 %
аргона (Ar_2)	0,93 %
углекислого газа (CO_2)	0,03 %
водорода, неона, гелия, криптона, ксенона, озона и газообразных радиоактивных веществ (эманации ¹) суммарно	0,01 %

В воздухе содержится также некоторое количество водяных паров.

Постоянство химического состава атмосферного воздуха обусловлено: его огромной массой; непрерывным перемешиванием; взаимным уравниванием происходящих в природе процессов поглощения и выделения кислорода.

Рудничный воздух — это смесь газов и паров, заполняющая горные выработки. Факторы, обуславливающие постоянство состава атмосферы на земной поверхности, в горных выработках отсутствуют. Поэтому атмосферный воздух, поступающий в горные выработки, изменяет в них свой химический состав. Воздух загрязняется: газами, образующимися при производственных процессах, например при взрывании; продуктами разложения органических и неорганических веществ; газами, выделяющимися из полезного ископаемого и боковых пород. Абсолютное количество кислорода в воздухе уменьшается вследствие наличия в шахте процессов окисления и горения, выделения и образования в выработках различных газов, дыхания людей и др.

¹ Эманация (лат. emanatio) — истечение.

Учитывая эти обстоятельства, можно считать, что рудничный воздух состоит из трех составных частей: 1) атмосферного воздуха такого же состава, как поступающий в шахту с земной поверхности; 2) мертвого воздуха — смеси азота и углекислоты, содержащихся в рудничном воздухе в избыточном по сравнению с атмосферным воздухом количестве, и 3) активных газов, которые в состав атмосферного воздуха не входят, а поступают в рудничную атмосферу в шахте (метан и др.).

Интенсивность образования мертвого воздуха и его состав для разных шахт различны.

Содержание мертвого воздуха в атмосфере нормально проветриваемых рудничных выработок колеблется от долей процента до 4%, а в изолированных, непрветриваемых выработках — до 80—90% и более.

Обычный состав мертвого воздуха следующий: 5—15% CO_2 и 95—85% N_2 , но он может быть и иным, например при выделении из пород CO_2 и N_2 .

Однако для каждой определенной шахты индекс мертвого воздуха $K = \frac{\text{CO}_2}{\text{N}_2}$ — величина постоянная и ее изменение можно считать за показатель нарушения нормального газообмена в шахте.

Различны также для каждой шахты состав и интенсивность поступления в рудничную атмосферу активных газов.

Так как химический состав рудничного воздуха весьма важен с точки зрения обеспечения нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда горняков, существующие Правила безопасности¹ устанавливают определенные нормы содержания в рудничном воздухе различных газов и нормы подачи свежего атмосферного воздуха в шахту.

§ 2. ПОСТОЯННЫЕ СОСТАВНЫЕ ЧАСТИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

1. Кислород (O_2)

Кислород — газ без цвета, запаха и вкуса; молекулярный вес его 32; удельный вес относительно воздуха 1,11; жидкий и твердый кислород имеет бледно-синюю окраску; температура кипения —183°, температура плавления —219°. При нормальных условиях л кислорода весит 1,43 г. Растворимость кислорода в воде незначительна, при температуре 20° в 100 объемах воды растворяется около 3 объемов кислорода.

Кислород — очень активный химический элемент, легко соединяется с весьма многими веществами. В свободном состоянии кислород содержится главным образом в атмосферном воздухе, а в связанном виде входит в состав различных органических и минеральных веществ.

¹ Здесь и далее имеются в виду «Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах». Углетехиздат, 1958.

Кислород необходим для дыхания и горения.

Поступающая в легкие человека венозная кровь освобождается в них от углекислоты и обогащается кислородом.

В выдыхаемом воздухе приближенно содержится (включая инертные газы) 79% N_2 , 17% O_2 , 4% CO_2 . При этом объем выдыхаемой углекислоты обычно не соответствует объему поглощенного в легких кислорода.

Отношение объема выделившейся при дыхании углекислоты к объему поглощенного кислорода $\left(\frac{CO_2}{O_2}\right)$ называется дыхательным или респираторным коэффициентом — ДК. Обычно дыхательный коэффициент находится в пределах 0,8—0,9. Он может возрастать до единицы и даже больше при выполнении человеком тяжелой физической работы.

Количество кислорода, которое человек поглощает из воздуха через легкие, при прочих равных условиях зависит от парциального давления кислорода.

Нормальное снабжение организма кислородом происходит при атмосферном давлении около 760 мм рт. ст. и содержании кислорода в воздухе около 21%, при этом парциальное давление кислорода равно 160 мм рт. ст.

Благодаря способности человеческого организма приспосабливаться к изменению внешних условий дыхание возможно и при меньшем содержании кислорода. Нижним пределом, когда при соблюдении определенных условий дыхание еще возможно, считается содержание кислорода 9—12%. В условиях подземных работ при понижении содержания кислорода до 17% у человека появляется одышка, сердцебиение, а падение концентрации O_2 ниже 12% следует считать смертельно опасным.

По Правилам безопасности на шахтах СССР содержание кислорода в воздухе действующих выработок должно быть не менее 20% по объему.

Правила безопасности капиталистических стран дают различные нормы допустимого содержания O_2 в действующих выработках. Наиболее распространенной нормой содержания кислорода в выработках является 19%. Повышенное содержание кислорода в воздухе при нормальном давлении не представляет для человека опасности. Человек может дышать чистым кислородом в течение нескольких часов. Однако он раздражающе действует на легкие. Ингаляция пострадавших кислородо-углекислотной смесью с содержанием 50—60% кислорода широко используется в медицине.

Смесь кислорода с 3—4% CO_2 применяется для восстановления дыхания у пострадавших при отравлении окисью углерода.

Уменьшение содержания кислорода в воздухе, который перемещается по горным выработкам, происходит в основном за счет процессов медленного окисления различных органических и не-

органических веществ (крепёжного леса, пород, полезного ископаемого), рудничных пожаров и взрывов гремучего газа и пыли, а также присоединения газов, выделяющихся в выработках в готовом виде или образующихся в них (CO_2 , CH_4 и др.).

После взрыва и при пожарах, а также в непроветриваемых или слабопрветриваемых подземных выработках содержание кислорода может понизиться до 1—3%; вход в эти выработки грозит моментальной смертью. Поэтому при осмотре таких выработок необходимо производить предварительное опробование

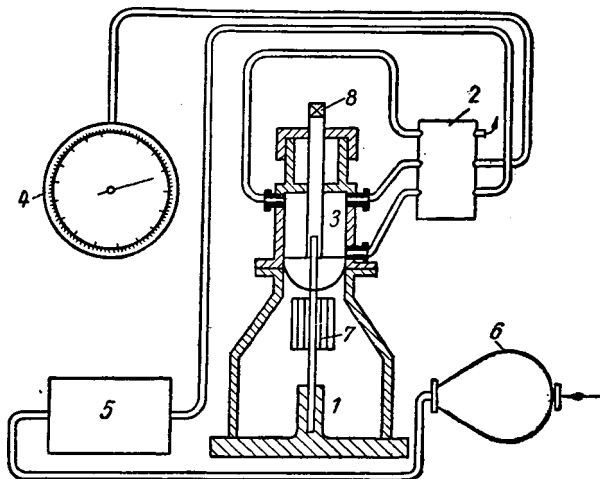


Рис. 1. Схема переносного определителя кислорода конструкции МакНИИ

атмосферы пламенной бензиновой лампой завода «Свет шахтера» или переносными газоанализаторами.

Приблизительно можно считать, что при содержании O_2 , равном 19%, сила света бензиновой лампы понижается на $\frac{2}{3}$, а при содержании кислорода 18—16,5% лампа гаснет.

Точный анализ рудничного воздуха на содержание кислорода периодически производится в лаборатории.

Для определения содержания кислорода непосредственно в горных выработках пользуются переносным газоопределителем кислорода конструкции МакНИИ. Принцип действия прибора основан на измерении уменьшения давления заключенной в герметической камере пробы воздуха после поглощения из нее кислорода.

Прибор (рис. 1) состоит из следующих основных частей: сосуда 1, заполненного аммиачным раствором хлористого аммония; трехходового крана 2, при помощи которого изолируют или соединяют реакционную камеру 3 с мембранным манометром 4 или с атмосферой; патрона 5 с химическим поглотителем ХПИ

(смесь $\text{Ca}(\text{OH})_2$, CaCO_3 , NaOH , Na_2CO_3) для очистки исследуемого воздуха от углекислого газа; груши 6 для продувки камеры и набора проб воздуха; медной спирали 7 для поглощения кислорода; штока с хвостовиком 8 для введения медной спирали в камеру реакции. Камера 3 отделяется от сосуда 1 резиновой пробкой, надетой на шток. Проба воздуха подается в реакционную камеру несколькими (8—10) нажатиями груши, после этого кран закрывается, герметизируя камеру. При помощи хвостовика 8 и штока медная спираль извлекается из раствора и вводится в камеру реакции, где кислород пробы воздуха поглощается медью спирали. Через 5 мин. спираль погружается вновь в раствор, а камера соединяется с манометром. Вследствие поглощения кислорода медью в реакционной камере образуется разрежение, которое фиксируется манометром, градуированным на процентное содержание кислорода в воздухе.

Точность прибора — до 0,2% содержания кислорода.

Перезарядку поглотителя в приборе производят через каждые сто замеров.

2. Азот (N_2)

Азот — газ без цвета, запаха и вкуса; молекулярный вес 28,02; удельный вес по отношению к воздуху 0,97.

При нормальных условиях 1 л азота весит 1,25 г; растворимость в воде незначительная: при температуре 20° в 100 объемах воды может раствориться 1,54 объема азота. Газ физиологически безвреден, не поддерживает дыхания и горения. Благодаря малой химической активности азот сохраняется в воздухе без изменений и только при высокой температуре способен соединиться с водородом, кислородом и металлами.

Увеличение процентного содержания азота в рудничном воздухе вредно для здоровья человека лишь потому, что в этом случае снижается процентное содержание кислорода.

Источники увеличения содержания азота в шахтном воздухе: процессы гниения органических веществ, взрывные работы, выделение азота из угля и пород.

3. Углекислый газ (CO_2)

Углекислый газ, или углекислота, — бесцветный газ со слабым кислым запахом и вкусом; удельный вес по отношению к воздуху 1,52, хорошо растворяется в воде: при температуре 20° в 100 объемах воды растворяется около 88 объемов CO_2 ; слабоядовит. При давлении около 60 ат и температуре 20° углекислота превращается в жидкость. Углекислый газ не поддерживает горения и не пригоден для дыхания.

В малых количествах углекислый газ возбуждающе действует на дыхательные центры нервной системы, в больших количествах — отравляюще. Частота и объем дыхания зависят от содержания CO_2 в легких. При содержании CO_2 в воздухе 3%

дыхание человека, находящегося в состоянии покоя, удваивается, а при 5% — утраивается. Дальнейшее повышение процента содержания углекислоты вызывает сильную одышку и слабость. При содержании CO_2 в воздухе до 10% и выше может наступить обморочное состояние, а при 20—25% — смерть.

В шахтных условиях, когда повышение содержания углекислоты в воздухе сопровождается понижением содержания кислорода, вредное действие углекислоты проявляется в наиболее сильной степени. Будучи тяжелым газом по сравнению с воздухом, углекислота в непроветриваемых и слабопроветриваемых выработках скапливается у почвы. Опасные скопления CO_2 могут создаваться также в непроветриваемых забоях выработок, проходимых сверху вниз. Поэтому при посещении слабопроветриваемых выработок необходимо предварительное опробование воздуха на содержание CO_2 . Несоблюдение этого требования неоднократно являлось причиной несчастных случаев с людьми.

Основными источниками образования углекислого газа в подземных выработках являются:

- 1) выделение газа из угля и горных пород;
- 2) медленное окисление угля, крепежного леса и других органических веществ;
- 3) разложение кислыми шахтными водами углекислых пород, таких, как известняки, мергели и др.;
- 4) взрывы метана и угольной пыли, а также рудничные пожары.

Выделение CO_2 из горных пород и угля может происходить в форме спокойного и равномерного истечения или в виде внезапных выбросов. Так, в 1935 г. во Франции в бассейне Гар на руднике «Нордале» произошло внезапное выделение углекислого газа, сопровождавшееся выбросом большого количества (5000 т) угольной мелочи.

На шахтах СССР внезапные выбросы углекислого газа не зарегистрированы.

Из второстепенных источников образования углекислого газа в шахтах следует отметить горение ламп, дыхание людей и взрывные работы.

Как указывалось выше, выдыхаемый человеком воздух содержит около 4% CO_2 . Поэтому в течение 1 часа рабочий выделяет около 50 л углекислоты. Это количество не может в какой-то степени заметно отразиться на составе рудничного воздуха и лишь в некоторых случаях, например при работе в узком глухом забое, лишенном деятельного проветривания, концентрация углекислого газа за счет дыхания может заметно увеличиться.

На долю второстепенных источников приходится 5—10%, иногда до 30% углекислого газа, выделяющегося в шахте.

Среднесуточное абсолютное количество углекислоты, которое образуется и выделяется в шахте — абсолютная угле-

кислотообильность — зависит в основном от склонности угля и пород выделять CO_2 и окисляться с образованием CO_2 , размеров шахты и продолжительности ее эксплуатации. Чем больше срок службы шахты, тем больше в ней старых выработок и, следовательно, больше источников образования углекислого газа. Для угольных шахт установлено (Г. Д. Лидиным), что количество выносимого из шахты CO_2 возрастает с увеличением количества подаваемого в шахту воздуха.

Абсолютную углекислотообильность можно вычислить по формуле

$$Q_{\text{CO}_2} = Q \frac{n - n_0}{100} 60 \cdot 24, \text{ м}^3/\text{сутки}, \quad (1)$$

где Q_{CO_2} — количество углекислоты, выделяющейся в шахте в течение суток, $\text{м}^3/\text{сутки}$;

Q — количество воздуха выходящего из шахты, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n_0 — содержание углекислоты в воздухе, поступающем в шахту, %;

n — содержание углекислоты в струе воздуха, выходящей из шахты, %.

Относительное количество углекислого газа, приходящееся на 1 т добычи, — относительная углекислотообильность — определяется по формуле

$$q_{\text{CO}_2} = \frac{Q_{\text{CO}_2}}{T}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2)$$

где Q_{CO_2} — абсолютное количество углекислого газа, выделяющегося в шахте, $\text{м}^3/\text{сутки}$;

T — среднесуточная добыча шахты, т.

Абсолютное количество углекислого газа, выделяющегося в угольных шахтах, велико и в некоторых случаях (например, в шахте им. Артема Шахтинского района, Донбасс) достигает $35000 \text{ м}^3/\text{сутки}$.

Количество углекислого газа, выделяющегося в шахтах на 1 т добычи, положено в основу деления шахт на группы по углекислотообильности:

Группа	Относительная углекислотообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
IV	15 и выше

По Правилам безопасности содержание углекислого газа не должно превышать: в действующих подземных выработках 0,5%; в общей исходящей струе шахты 0,75%, в выработках, проходимых по завалу, 1,0%.

Для определения содержания углекислого газа в воздухе, так же как и для определения кислорода, применяют пламенные бензиновые лампы и переносные газоанализаторы. Точно концентрацию углекислого газа при помощи бензиновой лампы завода «Свет шахтера» определить нельзя, так как сила света лампы зависит от ряда факторов: качества горючего и заправки, состояния воздуха и содержания в воздухе кислорода. Так как процессы уменьшения содержания O_2 и увеличения содержания CO_2 идут обычно одновременно, считают, что в неподвижном воздухе пламя лампы гаснет примерно при 3—4% CO_2 , в движущемся — при 5% CO_2 .

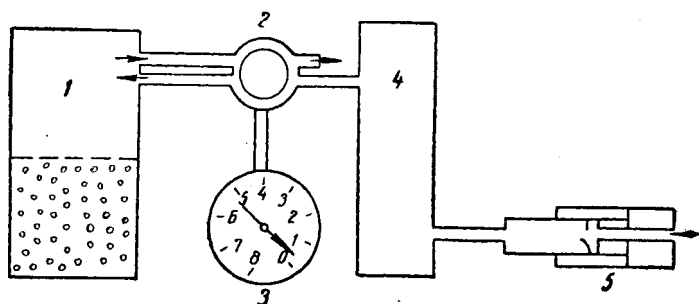


Рис. 2. Схема переносного газоанализатора на углекислый газ УП-3 конструкции МакННН

Достаточно точно концентрацию CO_2 в шахтных условиях можно определить при помощи переносных газоанализаторов на углекислый газ типов УП-3 и ШИ-3.

Переносный газоанализатор на углекислый газ УП-3 конструкции МакННН работает по принципу измерения разрежения в реакционной камере после поглощения углекислого газа из исследуемого воздуха известковым химическим поглотителем (ХПИ). Прибор (рис. 2) состоит из камеры реакции 1, наполовину заполненной ХПИ, трехходового крана 2, позволяющего герметически закрывать камеру или соединять ее с атмосферой или манометром, манометра 3, увлажнителя 4, заполненного увлажненной пемзой, и воздушного насоса 5. Прибор смонтирован в металлическом футляре. Шкала манометра градуируется в процентах содержания углекислого газа.

Для определения содержания углекислого газа кран переводят в положение, при котором камера реакции соединяется с атмосферой; насосом производят 8—10 качаний для очистки камеры от воздуха, находившегося в ней ранее, и заполнения ее испытуемым воздухом, который предварительно увлажняется в патроне 4. После этого камеру герметически закрывают.

В таком положении прибор выдерживается 3 мин., в течение которых углекислота поглощается химическим поглотителем, и

давление в камере уменьшается. После этого соединяют реакционную камеру с манометром, по которому определяется процент содержания углекислого газа.

Прибором можно производить замер концентраций CO_2 от 0,1 до 10% с точностью 0,1%.

Перезарядку поглотителя рекомендуется производить через 500—550 определений.

Шахтный оптический газоопределитель ШИ-3. Определение содержания CH_4 и CO_2 в воздухе шахтным интерферометром ШИ-3 основано на измерении смещения интерференционной картины в приборе, которое происходит при изменении состава газовой смеси, находящейся на пути одного из двух пучков когерентных лучей света.

Оптическая схема прибора показана на рис. 3.

Световой пучок от лампочки A попадает в линзу B , откуда параллельным пучком падает на пластинку-зеркало B . Здесь пучок света разделяется на два пучка когерентных лучей. Первый пучок, отраженный от поверхности $I—I$, проходит через воздушную камеру 1 , дважды преломляется в призме Π_1 и через воздушную камеру 3 возвращается к зеркалу B . Отразившись от поверхности зеркала $II—II$, он поступает на поворотную призму Π_2 . Второй пучок, отраженный от плоскости зеркала $II—II$, проходит через газовую камеру 2 , дважды преломляется в призме Π_1 и вновь через камеру 2 возвращается к зеркалу B . Отразившись от поверхности зеркала $I—I$, он также поступает на поворотную призму Π_2 . Из призмы Π_2 пучок света попадает в объектив ($Об$) зрительной трубки и собирается в ее фокальной плоскости (Φ), где находится щелевая диафрагма для ограничения поля интерференционной картины. Последняя рассматривается через подвижный окуляр ($Ок$) зрительной трубки.

Интерференционная картина в виде спектра с резко выраженными черными полосами возникает вследствие постоянной, заданной оптической системой прибора, разности хода когерентных лучей. За нулевое положение спектра принимается спектр, получаемый при заполнении камер $1, 2, 3$ чистым воздухом; его положение фиксируется по неподвижной шкале, нахо-

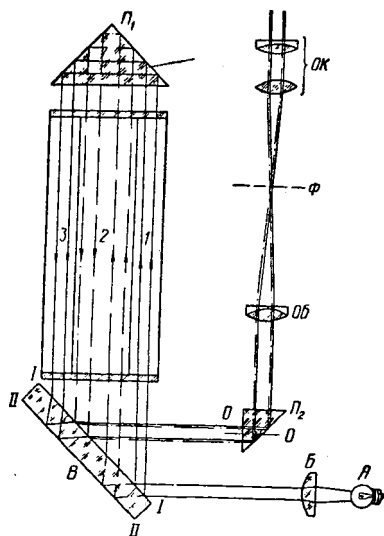


Рис. 3. Оптическая схема газоопределителя ШИ-3

дящейся над спектром, в поле зрения окуляра. Перемещение спектра производится поворотом призмы P_2 .

Если камеру 2 заполнить не чистым воздухом, а воздухом, содержащим CO_2 или CH_4 или оба эти газа, то вследствие различных показателей преломления для воздуха и его смеси с газом возникает дополнительная разность хода когерентных лучей, которая вызовет смещение интерференционной картины относительно шкалы. Величина смещения картины вдоль шкалы по-

казывает относительное содержание примеси газа. Общий вид прибора показан на рис. 4. На корпусе размещены: штуцер 1 для присоединения рези-

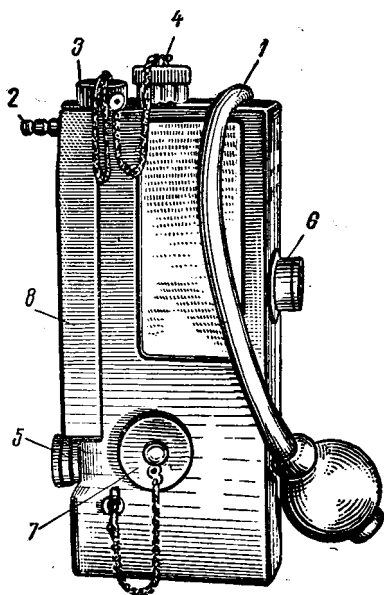


Рис. 4. Общий вид газоопределителя ШИ-3

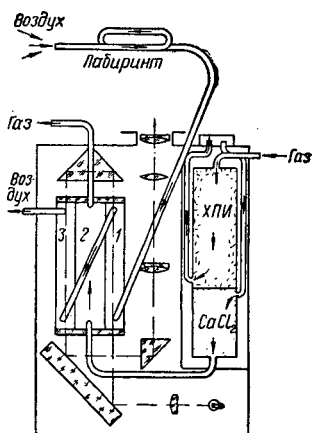


Рис. 5. Схема устройства газоопределителя ШИ-3

новой груши; штуцер 2 для засасывания исследуемого воздуха; «мостик» 3, который служит для выключения фильтра с химическим поглотителем углекислоты; окуляр, закрываемый колпачком 4; патрон 5 для электрической лампочки; кнопка 6 включения источника света; маховичок 7 для установки спектра прибора в нулевое положение; крышка 8 патрона-фильтра. Общая схема устройства прибора показана на рис. 5.

Прибор позволяет производить замер содержания в воздухе одного метана или суммарного содержания метана и углекислоты. В первом случае воздух, содержащий примесь газа, проходит через патрон с поглотителем углекислоты ХПИ (химический поглотитель известковый) и осушитель с хлористым кальцием ($CaCl_2$). Во втором случае воздух проходит только через осушитель. Для очистки пробы воздуха от пыли прибор имеет ватные фильтры, помещенные в поглотительном патроне. Воз-

душные камеры прибора соединены с атмосферой через лабиринт — трехметровую трубку внутренним диаметром 1 мм. Лабиринт предназначен для предотвращения загрязнения камер I и 3 шахтным воздухом. Питание прибора производится сухим элементом типа 1-КС-У-3. В качестве источника света используется электрическая лампочка типа МН-1 (напряжение 1 в, потребляемая сила тока 0,075 а). Пределы измерения прибором от 0 до 6% с точностью $\pm 0,25\%$. Количество замеров без смены поглотителей — 350—400. Время замера до 1 мин. Габариты прибора $215 \times 90 \times 40$ мм, вес 1,3 кг. Прибор взрывобезопасен и пригоден для замеров при колебаниях температуры окружающей среды от 0 до $+40^\circ$. Перед началом замеров прибором следует убедиться в его исправности и в правильном положении интерференционной картины.

Нормально прибор находится в положении для замера метана. При замере в шахте продувают газовую камеру прибора через штуцер I пятикратным сжатием груши и наблюдают в окуляр при включенной лампочке за смещением интерференционной картины. По делению шкалы, находящемуся против левой черной полосы, определяют содержание метана в исследуемом воздухе в процентах по объему. Если при замере отвернуть колпачок 3 с «мостика» (см. рис. 4), который расположен между поглотителем углекислоты и осушителем, то поглотитель окажется выключенным. В этом случае прибор покажет суммарное содержание газов CO_2 и CH_4 .

Очевидно, что разность показаний двух описанных замеров ($\text{CO}_2 + \text{CH}_4$ и CH_4) дает содержание углекислоты в процентах по объему.

§ 3. ЯДОВИТЫЕ ПРИМЕСИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

1. Окись углерода (CO)

Окись углерода (угарный газ) — газ, не имеющий цвета, вкуса и запаха. Удельный вес относительно воздуха 0,97. Окись углерода горит синеватым пламенем и образует с воздухом при содержании CO от 13 до 75% и давлении 1 ат взрывчатую смесь. Наибольшая сила взрыва угарного газа имеет место при содержании его в воздухе около 30%.

В воде окись углерода растворяется слабо: при температуре 20° в 100 объемах воды растворяется лишь 3 объема газа.

Окись углерода очень ядовита и является наиболее частой причиной отравлений и гибели подземных рабочих. Физиологическое воздействие окиси углерода основано на том, что она обладает значительно большим сродством с гемоглобином крови, нежели кислород (гемоглобин крови в 250—300 раз энергичнее соединяется с окисью углерода, чем с кислородом), и поэтому кровь утрачивает способность усваивать кислород. В результате

у человека появляется аноксемия (недостаток кислорода в артериальной крови), являющаяся причиной удушья.

В табл. 1 указана токсичность окиси углерода для человека, находящегося в состоянии покоя.

Таблица 1

Токсическое действие окиси углерода на человека

Категории и степень отравления	После воздействия в течение времени	Концентрация	
		в процентах по объему при 10° и 760 мм рт. ст.	в мг/л
I. Никаких явлений или лишь слабые симптомы	После нескольких часов	0,016	0,2
II. Слабое отравление	После воздействия до 1 часа	0,048	0,6
III. Тяжелое отравление	После 1/2—2 час. . . .	0,128	1,6
IV. Смертельно опасное отравление	После очень короткого воздействия	0,400	5,0

Как видно из табл. 1, степень отравления окисью углерода зависит от концентрации ее в воздухе и продолжительности ее воздействия. Быстрота отравления зависит от быстроты кровообращения, а также от того, непрерывно ли вдыхается отравленный воздух или же вдыхание его чередуется с вдохами свежего воздуха; в последнем случае быстрота отравления резко снижается. Пульс у человека 60—70 ударов в минуту, у мелких животных и птиц — несколько сот, поэтому последние отравляются быстрее¹ (канарейки и мыши использовались в прошлом в качестве индикаторов на окись углерода).

Ежедневное (по несколько часов) пребывание и работа человека в атмосфере, содержащей до 0,01% окиси углерода, вызывают хроническое отравление. Симптомами хронического отравления являются: головная боль, тошнота, быстрая утомляемость, ослабление памяти, общая слабость, раздражительность.

По Правилам безопасности, на шахтах СССР концентрация окиси углерода в рудничном воздухе допускается не более 0,0016% по объему.

Перед допуском рабочих в забой после взрывных работ содержание условной окиси углерода в атмосфере не должно превышать 0,0080% по объему.

Под условной окисью углерода понимают суммарное количество образующихся при взрыве газов — собственно СО и двуокиси азота в пересчете на СО, причем 1 л двуокиси азота считается эквивалентным 6,5 л окиси углерода.

¹ Это имеет место при сравнительно высоких концентрациях СО; при небольших концентрациях наблюдается обратное явление. *Прим. ред.*

Основными источниками образования окиси углерода в шахте являются: рудничные пожары; взрывы рудничного газа и угольной пыли; взрывные работы. Иногда некоторое количество СО находится в самом угле в смеси с другими газами. Кроме того, в небольших количествах окись углерода может получаться при медленном низкотемпературном (20—30°) окислении угля. По подсчетам акад. А. А. Скочинского [83], при сгорании в СО углерода, содержащегося в одном дверном окладе (две стойки по 2,1 м и верхняк длиной 2,4 м) при диаметре леса 18 см, достаточно для образования такого количества газа (97 м³ СО), чтобы в выработке сечением 4—5 м² сделать атмосферу смертельно ядовитой на протяжении 2 км.

Особенно большое количество СО получается при взрывах угольной пыли.

При взрывных работах 1 кг ВВ дает 40 л условной окиси углерода.

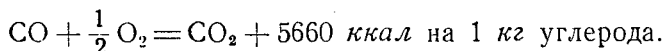
Опробование рудничного воздуха на окись углерода производится:

- 1) термическими индикаторами, регистрирующими выделение тепла при окислении СО в СО₂ в присутствии катализатора;
- 2) колориметрическими индикаторами, регистрирующими изменение цвета различных реактивов под действием СО;
- 3) химическим лабораторным анализом проб шахтного воздуха.

Для определения СО в шахтных условиях основным прибором является термический индикатор.

Термический газоопределитель окиси углерода МакНИИ типа ОС-3 (рис. 6) представляет собой прибор переносного типа.

Действие прибора основано на принципе измерения теплового эффекта при реакции окисления окиси углерода до углекислого газа в присутствии катализатора гопкалита (смесь CuO и MnO₂). Реакция протекает согласно уравнению



Количество выделившегося тепла фиксируется термобатареей из железо-константановых термопар, к которым подключен гальванометр.

Газоопределитель окиси углерода смонтирован в металлическом корпусе размером 222 × 134 × 149 мм. Схема газоопределителя приведена на рис. 7.

Прибор состоит из следующих основных частей: ручного насоса 1 с пылеуловительным фильтром для прокачивания исследуемого воздуха; воздухоборника 2 емкостью 0,4 л; крана 3 воздухопровода; колонок 4, 5 и 6 с карбогелем; реакционной камеры 7 с гопкалитом и термобатареей; выходной колонки 8 с карбогелем; ротаметра 9 (прибор для определения скорости прохождения воздуха) и гальванометра 10 с переключателем.

Конструкция насоса обеспечивает в воздухоборнике давление, достаточное для равномерного протекания воздуха через

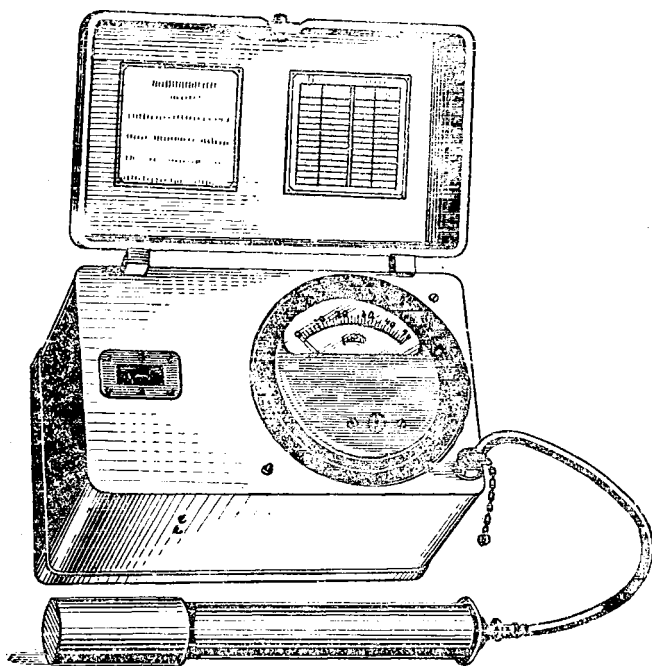


Рис. 6. Общий вид термического газоопределителя окиси углерода типа ОС-3

всю систему поглотителей со скоростью 2 л/мин. Поглотительные колонки служат для очистки воздуха от влаги, сильно снижающей активность гопкалита.

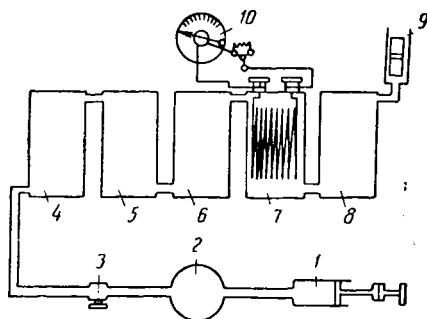


Рис. 7. Схема газоопределителя окиси углерода типа ОС-3

Реакционная камера 7 разделена на две части эбонитовой сеткой. В верхней части располагаются «холодные» спай термобатарей и выводы проводников к клеммам, а в нижнюю засыпается гопкалит, в который помещаются «горячие» спай термобатарей.

Гальванометр 10 служит для замера электродвижущей силы термобатарей.

Шкала гальванометра расположена на верхней панели прибора и имеет 50 делений. С внутренней стороны крышки корпуса по-

мешена таблица, в которой указано соответствующее по показаниям гальванометра процентное содержание окиси углерода.

Замер прибором концентрации окиси углерода производится следующим образом: при помощи насоса нагнетают исследуемый воздух в поглотительную систему прибора со скоростью (по ротаметру) 2 л/мин до тех пор, пока не наступит тепловое равновесие в приборе, при котором стрелка гальванометра остановится на определенном делении шкалы, после чего берут отсчет показания гальванометра, который по таблице, помещенной с внутренней



Рис. 8. Газовый индикатор фирмы «Дрегер» модель 19/31:

а — общий вид прибора; б — детали индикатора; 1 — насос; 2 — кожаный чехол; 3 — испытательные ампулы; 4 — ящик из стального листа; 5 — отвертка; 6 — ключ

стороны крышки прибора, переводят в проценты содержания СО. Прибор рассчитан на 50—60 замеров при одной зарядке колонок химического поглотителя. После этого колонки следует перезарядить.

Прибором можно определить содержание окиси углерода в воздухе в пределах от 0,002 до 0,2% с точностью до $\pm 0,002\%$ окиси углерода.

Правильность показаний прибора периодически должна проверяться в химических лабораториях ВГСЧ по искусственным концентрациям окиси углерода путем сравнения с показаниями точных лабораторных приборов.

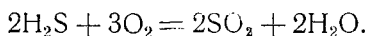
Газовый индикатор 19/31 фирмы «Дрегер» относится к типу колориметрических индикаторов. Действие прибора (рис. 8) основано на том, что при протягивании воздуха через ампулу, снаряженную определенным реактивом, последний меняет свою окраску. Для протягивания воздуха служит меховой ручной

насос, гарантирующий просасывание определенного объема воздуха. Прибор предназначен для замера концентраций CO в воздухе в пределах 0,001—0,300% по объему.

Кроме CO , этим прибором с использованием других индикаторных ампул можно определять содержание в воздухе CO_2 , SO_2 , H_2S и др.

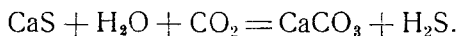
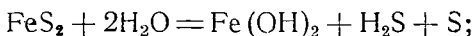
2. Сероводород (H_2S) и сернистый газ (SO_2)

Сероводород — газ без цвета, имеет сладковатый вкус и характерный запах тухлых яиц. Молекулярный вес 34,08; плотность по отношению к воздуху 1,19. Сероводород хорошо растворяется в воде: при температуре 20° в одном объеме воды растворяется до 2,5 объема газа. Горюч и образует с воздухом при содержании 6% взрывчатую смесь. Горение сероводорода происходит по реакции



H_2S — очень ядовитый газ, раздражающе действующий на дыхательные пути и слизистые оболочки глаз, а также на нервную систему. Отравляющее действие сероводорода выражается в нарушении внутритканевого дыхания: ткани перестают усваивать кислород. При отравлениях, вызываемых вдыханием воздуха с содержанием сероводорода более 0,06—0,07%, нередко возникает отек легких. Действие сероводорода при концентрации его 0,015% в течение нескольких часов вызывает у человека головные боли, тошноту. Концентрация сероводорода 0,02% вызывает через 5—8 мин. резко жгучую боль слизистых оболочек глаз и дыхательных путей, а при содержании в воздухе 0,08% человек теряет сознание и может наступить смерть от паралича дыхания. Допустимая концентрация сероводорода в рудничном воздухе, согласно ПБ, — 0,00066% по объему. Присутствие сероводорода в воздухе ощутимо по запаху уже при содержании 0,0001%.

В шахтах сероводород образуется при гниении органических веществ (крепежного леса) без доступа воздуха и при разложении водой минералов, содержащих серу (серный колчедан, гипс):



Кроме того, сероводород образуется при взрывных работах и может выделяться из шахтной воды, трещин в угольных пластах и из боковых пород.

При наличии H_2S в застойной шахтной воде старой выработки он может быстро выделиться в атмосферу при разбрызгивании или приведении в движение такой воды.

Метод распознавания сероводорода по запаху не всегда надежен, так как при высоких концентрациях газа обоняние бы-

стро притупляется и человек может оказаться в смертельной опасности.

Определить содержание H_2S в воздухе можно при помощи бумажки, смоченной раствором уксуснокислого свинца. В присутствии сероводорода эта бумажка буреет или чернеет. Так, при содержании H_2S 0,0034% бумажка окрашивается через 2 сек. Индикаторные свойства уксуснокислого свинца на сероводород положены также в основу переносного **газоанализатора конструкции ЛИОТ** (Ленинградский институт охраны труда) для анализа на сероводород воздуха промышленных предприятий. Названный прибор может быть успешно применен в шахтах, так как позволяет определять содержание сероводорода в пределах 0,00012—0,0230% (0,002—0,35 мг/л). Принцип действия прибора основан на измерении длины участка потемнения столбика белого заполнителя индикаторной трубки после просасывания через нее определенного объема воздуха, содержащего сероводород. Индикаторная трубка заполнена неглазирванным фарфоровым порошком, предварительно обработанным раствором, в состав которого входят: уксуснокислый свинец, хлористый барий и уксусная кислота, и затем высушенным. Прибор пригоден также для индикации некоторых других газов. Вес прибора 2,2 кг, длина индикаторных трубок до 91 мм, внутренний диаметр 2,5—2,6 мм.

Индикатором на сероводород может служить также прибор **ВНИИТЬ**, разработанный Научно-исследовательским институтом техники безопасности в нефтяной промышленности. В этом приборе исследуемый воздух просасывается через стеклянную индикаторную трубку диаметром 4 мм, заполненную зернами силикагеля, пропитанными 0,7%-ным раствором уксуснокислого свинца и просушенными при температуре 105°.

Пределы измерений прибором — от 0,01 до 0,08 мг/л, точность замеров $\pm 10\%$.

Сернистый газ — бесцветен, обладает своеобразным резким запахом и вкусом, не горит и не поддерживает горения. Молекулярный вес 64,07, плотность по отношению к воздуху 2,2. При нормальных условиях 1 л SO_2 весит 2,86 г. Сернистый газ легко растворяется в воде с образованием сернистой кислоты; при температуре 20° один объем воды растворяет 40 объемов сернистого газа. В шахтах SO_2 встречается сравнительно редко, иногда вместе с метаном. SO_2 образуется при пожарах и взрывных работах в серосодержащих породах и рудах, когда во взрыве принимает участие пыль.

Сернистый газ очень ядовит, раздражающе действует на слизистые оболочки глаз и верхних дыхательных путей, при содержании свыше 0,05% опасен для жизни, даже при кратковременном воздействии.

Продолжительное воздействие сравнительно малых концентраций SO_2 приводит к хроническому отравлению (бледность, болезненный вид, потеря аппетита и др.).

Сернистый газ обнаруживается по запаху уже при концентрации его в воздухе 0,0005 %.

Допустимая согласно Правилам безопасности концентрация сернистого газа в рудничной атмосфере 0,0007 % по объему.

Основное мероприятие, проводимое в шахтах по борьбе с сероводородом и сернистым газом, — усиленное проветривание выработок, в которых обнаружены эти газы. При взрывных работах в качестве мер борьбы с H_2S и SO_2 применяется орошение забоев водой перед взрыванием шпуров, устройство водяных завес; используется для шпуров забойка из мокрой глины. Положительные результаты борьбы с H_2S получены на угольных шахтах применением орошения отбиваемого угля водными растворами смачивателя ДБ и соды.

3. Газы, образующиеся при взрывных работах, и компрессорные газы

Газообразные продукты взрыва могут содержать углекислый газ (CO_2), окись углерода (CO), азот (N_2), а также группу азотистых соединений кислорода, включающую: окись азота (NO), двуокись азота (NO_2), четырехокись азота (N_2O_4) и иногда азотный ангидрид (N_2O_5).

Кроме того, в отдельных случаях могут образовываться: незначительные количества цианистого водорода (HCN), метана (CH_4), этана (C_2H_6), ацетилен (C_2H_2), водорода (H_2), образующихся при взрывчатом разложении гремучей ртути, а также сернистых газов (H_2S и SO_2).

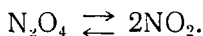
Для практического осуществления мероприятий по борьбе с ядовитыми газообразными продуктами взрыва необходимо учитывать свойства и сравнительную токсичность каждого газа, а также совместное токсическое действие их в случае одновременного присутствия в воздухе нескольких ядовитых газов.

Из образующихся при взрывных работах ядовитых газов наиболее опасными являются окислы азота и окись углерода. Сернистые газы занимают особое положение, поскольку преимущественное появление последних возможно только в серных и колчеданных шахтах. Свойства окиси углерода и сернистых газов рассмотрены выше.

Окись азота — бесцветный газ, молекулярный вес 30.01; удельный вес по отношению к воздуху равен 1,037; вес 1 л газа при 0° и 760 мм рт. ст. 1,34 г. С кислородом воздуха окись азота легко реагирует и образует двуокись азота.

Двуокись азота — газ бурого цвета с молекулярным весом 46.01. Удельный вес по отношению к воздуху 1,58; вес 1 л

газа при 0° и 760 мм рт. ст. равен 2,053 г. Двуокись азота легко переходит в четырехокись азота, имеющую молекулярный вес 92,02. При 0° двуокись азота представляет собой бесцветную жидкость со своеобразным острым запахом. При 10° четырехокись азота желтеет, а при 22° переходит в желто-бурые пары, которые значительно темнеют при дальнейшем повышении температуры вследствие распада:



Окислы азота обладают характерным резким запахом, действуют раздражающе на слизистую оболочку глаз, носа, рта, а также на легкие и верхние дыхательные пути.

В отличие от других газов, отравляющее действие окислов азота проявляется не сразу, а через некоторое время (4—6 и более часов).

Кратковременное действие концентрации окислов азота около 0,0025% вызывает кашель; концентрация 0,025% даже при кратковременном воздействии опасна для жизни. При тяжелых случаях отравления смерть наступает от отека легких.

По Правилам безопасности, предельно допустимая концентрация окислов азота в действующих выработках в пересчете на N_2O_5 не должна превышать 0,0001% по объему (0,005 мг/л). Окислы азота хорошо растворяются, поэтому одним из мероприятий по борьбе с ними в шахтах является орошение забоя водой. Более эффективным средством является орошение забоя слабым раствором щелочей. Содержание окислов азота можно понизить применением для забойки гашеной извести (пушонки), однако последняя вредно действует на слизистую оболочку глаз. Значительно снижается содержание окислов азота при использовании для взрывания качественных ВВ и соблюдении всех правил зарядания и взрывания шпуров (хорошая забойка, сухие и непереуплотненные патроны для боевика и т. д.).

Наиболее эффективным средством для предупреждения отравления является интенсивное проветривание забоев после взрывания.

Содержание окислов азота в рудничном воздухе можно определить путем химического анализа пробы воздуха. Непосредственно в подземных выработках содержание окислов азота можно определять при помощи портативного прибора, который разработан инж. Ю. Ф. Гидасповым.

Принцип действия прибора основан на поглощении окислов азота реактивом Грисса, нанесенным на поверхность силикагеля. Количественное содержание окислов азота определяется колориметрически путем визуального сравнения исследуемой пробы со стандартной шкалой.

Прибор (рис. 9) представляет собой трубку из органического стекла, состоящую из шести свинчивающихся частей: в средней

части прибора помещена стандартная шкала, состоящая из трех эталонов: А, В и С.

Эталон А густо-розового цвета обозначает опасную концентрацию (0,01 % NO_2); эталон В розового цвета обозначает концентрацию 0,00025 % NO_2 , что соответствует предельно допустимой концентрации этого газа, и бесцветный эталон С обозначает отсутствие окислов азота.

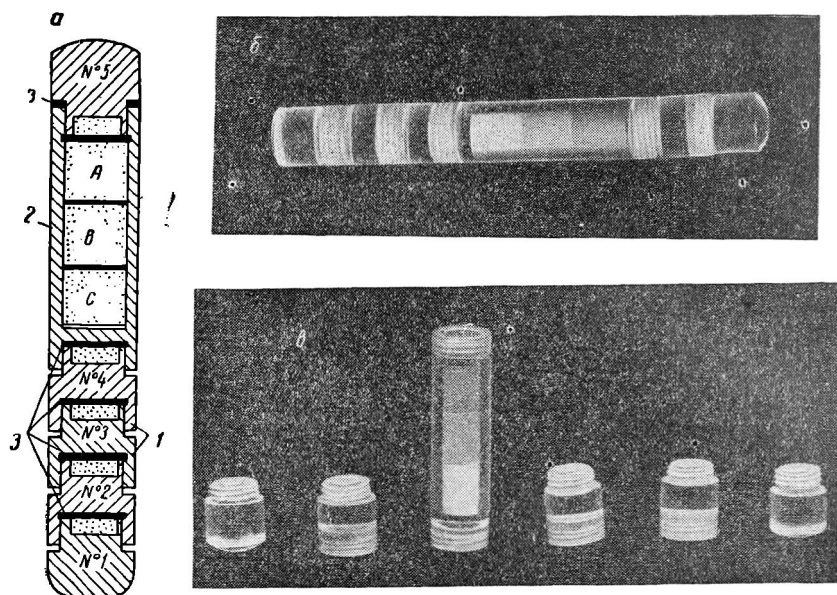


Рис. 9. Прибор для определения окислов азота:

а — схема прибора; б — прибор в собранном виде; 1 — ячейки; 2 — контрольная шкала; 3 — прокладки

На оба конца средней части трубки, где помещена шкала, навинчиваются последовательно заглушки с ячейками, в которых помещается силикагель, пропитанный реактивом Грисса.

Компрессорные газы состоят из смеси газов (CO , CH_4 и другие углеводороды), образующихся в результате разложения и испарения при высокой температуре смазочных масел, применяемых для смазки компрессоров. Эти газы, попадая вместе со сжатым воздухом в рабочие места, создают угрозу отравления ими работающих в забоях людей или могут быть причиной взрыва.

Как известно, смазочное масло при высокой температуре разлагается с образованием горючих газов; 20 г масла при разложении может превратить 1 м³ воздуха во взрывчатую смесь. Поэтому необходим постоянный контроль за наличием компрессорных газов. Для предотвращения обогащения сжатого воздуха

масляными парами рекомендуется применять для смазки компрессоров только минеральные масла с высокой температурой вспышки и разложения и следить за исправностью охлаждающих устройств компрессора.

§ 4. РУДНИЧНЫЙ ГАЗ (МЕТАН)

1. Общие сведения

Из входящих в состав рудничной атмосферы газов весьма опасным является рудничный газ, обычно он выделяется в угольных шахтах, но встречается также в каменно-соляных, калийных, стронцианитовых, серных, иногда железных, никелевых и некоторых других. По своему составу рудничный газ состоит или из чистого метана CH_4 , или метана с примесью углекислого газа CO_2 (не более 5%) и азота N_2 ; в небольших количествах также может быть примешан водород H_2 , этан C_2H_6 , сероводород H_2S , сернистый газ SO_2 и окись углерода CO .

Многочисленные анализы, выполненные на ряде шахт Донбасса и Кузбасса, дали следующие усредненные результаты по количественному содержанию газов (в процентах по объему), входящих в состав рудничного газа (табл. 2).

Т а б л и ц а 2
Состав рудничного газа

Бассейны	Составные газовые компоненты		
	CH_4	N_2	CO_2
Кузнецкий	93,4	5,5	1,1
Донецкий	96,4	3,5	0,1

При рассмотрении различных (химических, физических и физиологических) свойств рудничного газа имеют в виду свойства метана.

Метан — бесцветный горючий газ, не имеющий ни запаха, ни вкуса, физиологически безвреден, способен образовывать с воздухом при определенных условиях взрывчатую смесь.

В обычных условиях метан химически инертен и соединяется лишь с галоидами (хлор). Метан трудно растворим в воде; при нормальных условиях в одном объеме воды растворяется всего 0,03 объема метана.

Удельный вес метана по отношению к воздуху 0,554, поэтому он обычно собирается в верхних частях выработок, имеющих небольшие скорости движения воздуха, и легко проникает через пористые перегородки.

Метан при концентрации его в рудничной атмосфере менее 5% горит при соприкосновении с источником воспламенения голубым пламенем, а при содержании от 5 до 16% образует с воздухом взрывчатую смесь.

Температура воспламенения метана обычно равна 650—750°, однако она может быть и выше и ниже этих пределов, что обусловлено давлением, под которым находится газо-воздушная смесь, родом воспламенителя, способом воспламенения и другими факторами.

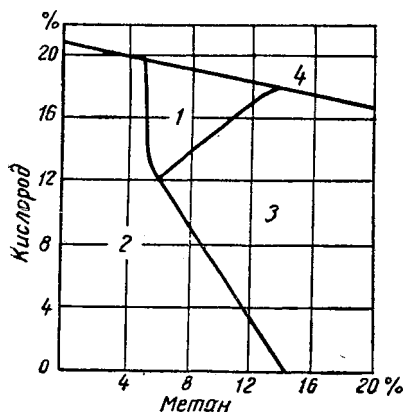
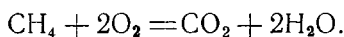


Рис. 10. Пределы взрываемости метана в зависимости от содержания кислорода в воздухе:

1 — взрывчатая смесь; 2 — невзрывчатая смесь. 3 — смеси, которые могут стать взрывчатыми при добавлении в них свежего воздуха; 4 — неосуществимая смесь метана с воздухом

воздухе изменяется и предел взрываемости и горения метано-воздушных смесей (рис. 10).

Взрывы рудничного газа дают два удара — прямой и обратный. Прямой удар обуславливается быстрым нарастанием давления, вызываемого расширением воздуха в месте взрыва под влиянием высокой температуры (до 2650°), которое вызывает воздушную волну значительной силы и высокой скорости распространения. Обратный удар возникает вследствие разрежения, образующегося в результате остывания воздушной среды в месте взрыва и конденсации водяных паров¹, которые образуются при сгорании метана



¹ После конденсации паров воды объем продуктов сгорания метана (т. е. объем углекислого газа) становится равным всего 1/3 суммы объемов метана и кислорода, принимавших участие в реакции.

Обратный удар характеризуется меньшей силой, но разрушения, причиняемые им, могут быть значительными, так как он распространяется на пути, уже подвергшемся действию прямого удара.

На скорость распространения пламени метана влияет ряд факторов, а именно: процентное содержание метана в воздухе; состояние метано-воздушной смеси (т. е. находится она в покое или движении); наличие примесей других горючих газов; наличие и близость тел, способных поглощать тепло; условия движения горящей смеси по выработке — наличие сужений, расширений и различных препятствий; состав атмосферного воздуха.

При содержании CH_4 8—9% скорость распространения пламени больше, чем при содержании 5 или 14%. При низком содержании кислорода в воздухе процесс идет менее интенсивно. Наоборот, наличие таких газов, как водород, этан и т. д., активизирует течение процесса. Если на пути движения волны взрыва имеется загазированный забой, то метано-воздушная смесь в последнем может быть сжата воздушной волной и подожжена движущимся за ней пламенем, что даст повторный взрыв. Такие повторные взрывы оказываются нередко сильнее первоначальных, поскольку воспламенение смеси происходит уже при давлении выше атмосферного. Различного рода препятствия, вызывающие сжатие газа и приводящие его в колебательное движение, способствуют переходу горения во взрыв.

При содержании CH_4 выше 9,5% во время взрыва сгорает не весь метан, и поэтому после прохождения волны пламени в направлении прямого удара (первичное пламя) может возникнуть волна пламени в направлении обратного удара (вторичное пламя), это происходит вследствие воспламенения оставшегося несожженным газа.

2. Происхождение метана и формы сохранения его в угле

Метан образовывался вместе с угольными пластами в течение длительных геологических периодов из остатков растений при их оторфенении и последующей метаморфизации.

Метан сохраняется в угле в виде:

- 1) свободного газа, заполняющего трещины, пустоты, поры, и
- 2) сорбированного (связанного) газа, т. е. сгущенного, в виде «пленки» на поверхности вещества (адсорбированного газа), или образующего с углем твердый раствор (абсорбированного газа). Количество сорбируемого углем газа и соотношение количеств газа, находящегося в угле в свободном и сорбированном состоянии, изменяется в зависимости от изменения температуры и давления. При современных глубинах горных работ основная масса газа в угле находится в сорбированном состоянии. Количество сорбируемого углем газа повышается с ростом газового давления и понижается с ростом температуры.

В зависимости от изменения этих условий сорбированный газ легко переходит в свободный или, наоборот, свободный в сорбированный. Кроме метана, угли могут сорбировать и другие газы. В наибольших объемах сорбируется углем углекислый газ. Различными углями сорбируются различные количества газа.

Газоемкостью угля называется количество газа в свободном и сорбированном состоянии, которое может удержать уголь при данных условиях. Она измеряется объемом редуцированного (приведенного к нормальным условиям) газа, приходящегося на весовую единицу угля или на единицу его объема. Газоемкость углей определяется лабораторным путем.

В табл. 3 приведены данные, характеризующие газоемкость различных типов природных углей [90].

Таблица 3

Газоемкость природных углей

Уголь	Выход летучих веществ, %	Газоемкость при $t = 30^\circ$ и $P = 1 \text{ ат}$, $\text{м}^3/\text{т}$			Отношение газоемкости		
		CO_2	CH_4	N_2 (при $t = 25^\circ$)	$\frac{\text{CO}_2}{\text{CH}_4}$	$\frac{\text{CO}_2}{\text{N}_2}$	$\frac{\text{CH}_4}{\text{N}_2}$
Бурый	60 - 50	13,9	3,2	—	4,3	—	—
Длиннопламенный	50 - 42	11,7	3,1	—	3,8	—	—
Газовый	44 - 35	7,5	2,3	0,5	3,3	15	4,6
Паровично-жирный	35 - 26	9,5	2,6	0,6	3,6	16	4,4
Коксовый	26 - 18	—	2,7	—	—	—	—
Паровично-спекающийся	18 - 12	11,8	3,2	1,0	3,5	12	3,4
Тощий	12 - 8	—	3,6	—	—	—	—
Антрацит	8 - 2	18,4	6,3	—	2,9	—	—
Графит	Менее 2	0,1	—	—	—	—	—

Предельная метаноемкость углей, по И. М. Печуку, не превышает $35 \text{ м}^3/\text{т}$.

При высоких давлениях, как показали исследования в ИГД АН СССР (В. В. Ходот), ископаемые угли могут поглощать до 60 м^3 метана на 1 т угля.

Количество сорбируемого углем газа уменьшается с увеличением зольности и влажности угля. Данные о газоемкости угля используются практически для расчета газоносности угля в естественных условиях.

3. Газоносность углей и пород и газообильность шахт

Газоносностью называется количество газа (в кубических метрах), содержащегося в 1 т или 1 м^3 угольного пласта или породы в природных условиях в виде свободного и сорбированного газа. На основании изучения обширного материала о происхождении и химическом составе газов угольных месторождений Кузбасса и Донбасса докт. техн. наук Г. Д. Лидин устано-

вил закономерности изменения с глубиной химического состава рудничных газов (в основном O_2 , N_2 , CO_2 и CH_4). По Г. Д. Лидину, газы в верхних слоях земной коры образуют следующие четыре газовые зоны (рис. 11):

зона 1 — азотно-углекислых газов (содержание CO_2 — 20—80%, N_2 — 20—80%, CH_4 — 0—10%);

зона 2 — азотных газов (N_2 — 80—100%, CO_2 — 0—20%, CH_4 — 0—20%);

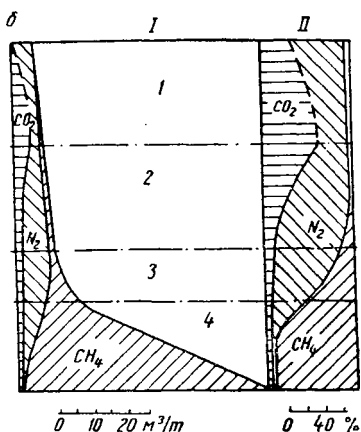
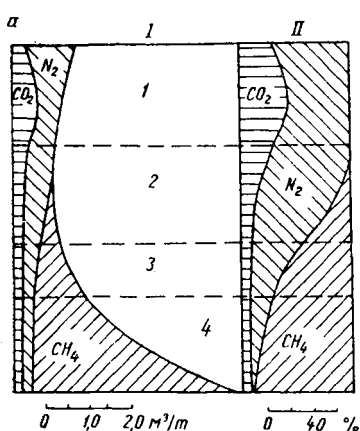


Рис. 11. Диаграммы общих закономерностей изменения химического состава газа угольных пластов с глубиной в Донецком (а) и Кузнецком (б) бассейнах:

I — состав газов в m^3/m ; II — состав газов в объемных процентах

зона 3 — азотно-метановых газов (N_2 — 20—80%, CH_4 — 20—80%, CO_2 — 0—20%);

зона 4 — метановых газов (CH_4 — 80—100%, N_2 — 0—20%, CO_2 — 0—10%).

Три верхние зоны Г. Д. Лидин называет зоной газового выветривания. Поскольку метан образовался вместе с углем, то количество метана, содержащееся в угле в данное время, определяется условиями его образования и условиями, которые способствовали сохранению метана в угле. Газоносность угольных пластов и вмещающих пород определяется следующими факторами: физико-химическими свойствами угля, стадией его метаморфизма, геологической историей развития и тектоникой месторождения, условиями залегания пласта, газопроницаемостью вмещающих пород и покровных отложений, гидрогеологическими условиями месторождения.

Обычно наиболее газоносны пласты антрацитовые, наименее газоносны угли с высоким содержанием летучих. Пласты, имеющие выходы на поверхность и другие благоприятные условия для истечения метана из пласта, оказываются сильнее дегази-

рованными, чем пласты, не имеющие этих условий. Поэтому для различных месторождений и пластов глубина зоны газового выветривания оказывается различной. В одних случаях она будет невелика, в других случаях может оказаться, что угленосные отложения будут залегать полностью в зоне газового выветривания, т. е. не будут содержать метана или их метаноносность окажется столь низкой, что не будет иметь какого-либо практического значения, например Подмосковский бассейн, Шахтинско-Несветаевский район Донбасса (угленосные отложения здесь полностью освобождены от метана и в угольных пластах содержится углекислый газ и азот) и др. Глубина зоны газового выветривания и газоносности угольных пластов в метановой зоне определяются по специальной методике геологоразведочными организациями на основе извлечения из пластов при бурении при помощи специальных кернонаборников недегазированных проб угля и последующего исследования газосодержания в керне.

Газоносность пласта может быть также найдена по потенциальной газоносности на основе лабораторных исследований газоемкости угля и замера температуры и газового давления в пласте.

Ниже зоны газового выветривания газоносность пластов нарастает с увеличением глубины залегания пластов. При прохождении горных выработок в этой части пластов приходится считаться с выделением метана в выработку.

Под **газообильностью** (метанообильностью) шахты понимают количество газа, выделяющегося в шахте. Это понятие можно относить и к отдельным пластам, и к участкам. Различают абсолютную и относительную газообильность.

Абсолютной газообильностью (метанообильностью) называют количество рудничного газа, которое выделяется в шахте в единицу времени (обычно в сутки); она подсчитывается по формуле

$$Q_{\text{CH}_4} = \frac{n}{100} Q_{60} \cdot 24, \text{ м}^3/\text{сутки}, \quad (3)$$

где Q_{CH_4} — суточный дебит метана (абсолютная метанообильность), $\text{м}^3/\text{сутки}$;

n — среднее содержание метана в исходящей струе шахты, %;

Q — количество воздуха в исходящей струе шахты, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Относительной газообильностью называют количество метана, которое выделяется в шахте в сутки на 1 t среднесуточной добычи; она определяется по формуле

$$q_{\text{CH}_4} = \frac{Q_{\text{CH}_4}}{T}, \quad (4)$$

где q_{CH_4} — относительная газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$;
 Q_{CH_4} — абсолютная газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{сутки}$;
 T — среднесуточная добыча шахты, т .

По величине относительной газообильности все шахты делятся на следующие четыре категории:

Категория	Относительная газообильность, $\text{м}^3/\text{т}$
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более

Для действующих шахт относительная газообильность определяется на основе практических замеров газосодержания в вентиляционных струях. Относительная газообильность шахты (пласта) определяется ежегодно по максимальному количеству газа, найденному из трех определений в течение месяца, причем каждое из определений основывается на трех замерах в течение суток, по одному в каждую смену. Так, для шахты в целом на общей исходящей струе замеряется количество воздуха и берется ежесменно по одной пробе воздуха для определения газосодержания в ней. Таких проб за сутки получают три. Средняя величина абсолютного газовыделения за данные сутки находится из формулы

$$I = \frac{Q_1 m_1 + Q_2 m_2 + Q_3 m_3}{3 \cdot 100}, \quad (5)$$

где Q_1, Q_2, Q_3 — количества воздуха, замеренные в каждую из трех смен, $\text{м}^3/\text{мин}$;

m_1, m_2, m_3 — содержание метана в пробах воздуха, отобранных при замерах в каждую из трех смен, %.

Относительная газообильность находится по максимальному из трех значений I , полученных в течение месяца:

$$q_{\text{CH}_4} = \frac{I_{\text{max}} 24 \cdot 60 n}{P}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (6)$$

где q_{CH_4} — относительная метанообильность, $\text{м}^3/\text{т}$;

n — число рабочих дней в месяце, в котором производилось определение относительной метанообильности;

P — месячная добыча шахты, т .

Категория шахты по газу определяется газообильностью наиболее газового пласта.

Нараствание относительной газообильности шахт с углублением горных работ для различных бассейнов и шахт неодинаково.

Так, например, углубление горных работ с 50 до 200 м увеличивает относительную (среднюю по бассейну) газообильность

шахт в Донецком бассейне с 0,7 до 4 $\text{м}^3/\text{т}$, в Кузнецком бассейне с 0,6 до 5,7 $\text{м}^3/\text{т}$, а для Ткибульского месторождения (шахта им. Сталина) это нарастание еще более значительно — с 5 до 12 $\text{м}^3/\text{т}$. Однако для каждого данного пласта в нарастании его газообильности в метановой зоне (т. е. ниже зоны газового выветривания) имеется определенная закономерность, а именно: в пределах достигнутых глубин разработки газообильность нарастает прямо пропорционально глубине. Интенсивность нарастания газообильности характеризуется степенью газообильности (метанообильности), под которой понимают понижение горизонта горных работ (в метрах по вертикали), при котором относительная газообильность шахты (пласта) увеличивается на 1 $\text{м}^3/\text{т}$.

Наличие определенных закономерностей в изменении газообильности позволяет составлять прогнозы газообильности для шахт и отдельных горизонтов.

Существуют разные методы прогноза метанообильности шахт. Наиболее распространенным и простым является так называемый горностатистический метод, в основу которого взяты величины ступени газообильности и глубины зоны газового выветривания. Если в пределах шахтного поля нет резких изменений в геологических условиях залегания пластов, то глубина зоны выветривания для всех пластов проходит на одном горизонте: нижняя граница ее характеризуется достижением относительной величины метанообильности выработок, равной 2—3 $\text{м}^3/\text{т}$.

При определении величины ступени газообильности рассчитывается средняя относительная газообильность выработок за период 5—6 лет для отработанных и действующих горизонтов.

Степень газообильности в пределах зоны метановых газов определяется по следующей формуле Г. Д. Лидина [48]:

$$A = \left(\frac{H - h}{q_{\text{CH}_4} - q_0} \right)^m, \frac{\text{м}}{\text{м}^3/\text{т}}, \quad (7)$$

где A — степень газообильности, $\frac{\text{м}}{\text{м}^3/\text{т}}$;

H — глубина работ, на которой газообильность горных выработок достигает q_{CH_4} ($\text{м}^3/\text{т}$), м ;

q_0 — относительная газообильность на глубине зоны газового выветривания h метров, $\text{м}^3/\text{т}$;

m — показатель степени, который в условиях основных угольных бассейнов СССР при современных глубинах горных работ принимается равным единице.

Графически степень метанообильности и глубина зоны выветривания находятся следующим образом.

По усредненным значениям средневзвешенных глубин горных работ в зоне метановых газов и величинам относительной газообильности выработок строится график, на котором по оси абсцисс откладывается средневзвешенная глубина горных работ, а по оси ординат — относительная газообильность выработок. Затем через полученные точки проводится усредненная прямая линия. Величина котангенса угла наклона прямой по отношению к оси абсцисс определяет ступень метанообильности. Экстраполируя прямую в область больших глубин, можно определить величину вероятной газообильности на более глубоких горизонтах. Зона газового выветривания определяется абсциссой точки пересечения полученной прямой с прямой, параллельной оси абсцисс и пересекающей ось ординат в точке, соответствующей газообильности $2 \text{ м}^3/\text{т}$.

При известных ступени метанообильности и метанообильности какого-либо отрабатываемого горизонта нетрудно подсчитать газообильность любого из нижележащих горизонтов по формуле

$$q_{\text{сн.}} = q_0 + \frac{H_2 - H_1}{A}, \quad (8)$$

где $q_{\text{сн.}}$ — ожидаемая газообильность на глубине работ H_2 метров, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_0 — известная газообильность на глубине работ H_1 метров, $\text{м}^3/\text{т}$;

A — ступень метанообильности, $\frac{\text{м}}{\text{м}^3/\text{т}}$.

Если расчет ведется от зоны газового выветривания, то в формуле (8) принимается $q_0 = 2-3 \text{ м}^3/\text{т}$, а вместо величины H_1 подставляется глубина зоны газового выветривания h (м). Обычно величина ступени метанообильности находится в пределах 5—40 м по вертикали (по наклону 20—60 м).

Общая характеристика протяженности зон газового выветривания и величин ступеней газообильности шахт в различных бассейнах СССР приведена в табл. 4.

Для общей характеристики изменения газообильности выработок группы шахт на пластовых картах месторождений наносят участки отработанных полей с отметками среднегодовой газообильности выработок и проводят изометы (кривые, соединяющие точки равной метанообильности) с интерполяцией их на площадях между шахтными полями и экстраполяцией на более глубокие горизонты.

Прогноз газообильности шахт по новым месторождениям может быть произведен по данным газоносности угольных пластов и соответствующим расчетным формулам. Однако последние довольно сложны и широкого распространения пока не получили.

Таблица 4

**Протяженность зон газового выветривания и величина ступеней
газообильности шахт в различных бассейнах СССР
по Г. Д. Лидину [90]**

Бассейны и районы	Марки углей	Угол паде- ния пла- стов, град	Зона газового выветривания, м		Ступени метано- обильности вырабо- ток, м	
			по верти- кали	по пласту	по верти- кали	по пласту
Донбасс						
Лисичанский . . .	Д	10—30	>300	>900	(30)	(80)
Красноармейский	Д—Г	5—15	300	1300	—	—
Сталино-Макеев- ский, северо- западная часть .	Д—Ж	10—20	400—500	1200—1600	20—25	60—70
Успенско-Рода- ковский	Г—К	5—60	100—200	300—600	20—30	40—60
Алмазно-Марьев- ский	Г—К	30—60	300	500	40—45	55—65
То же	Г—К	5—35	200	600	30—35	80—90
Сталино-Макеев- ский, северная часть	Ж—К	10—30	100—200	500—600	20—25	60—70
Сорокинский . . .	Ж—ОС	10—30	150—250	400—600	20—25	60—70
Центральный, юж- ное крыло	Ж—ОС	50—70	200	250	28	32
То же, северное крыло	Ж—ОС	60—75	300	350	(30)	(35)
Сталино-Макеев- ский, южная часть	Ж—Т	10—30	100—150	500—600	20—25	60—70
Богурьевский . . .	К—СО	40—80	250	300	25	30
Сталино-Макеев- ский, централь- ная часть	К—ОС	10—30	50—100	200	10—15	30—40
Селезневский . . .	ОС—Т	50—65	250	300	25—30	30—35
Хрустальский . . .	А	5—15	50—300	500	4—5	25—35
Должано-Садкин- ский	А	5—30	400	1500	(20)	(50)
Чистяковский . . .	А	10—30	50—200	500	5—8	25—35
Шахтинско-Несве- таевский	А	3—24	>800	>6000	—	—
Кузбасс						
Ленинский (Коль- чугинский)	Д—Г	5—15	80—180	600—800	10—15	80—100
Осинниковский . .	СС—Ж	60—85	50—100	60—100	10—20	15—25
Кемеровский . . .	СС	30—60	60—80	20—120	10—15	15—25
Прокопьевский . .	К—СС	60—80	70—100	80—120	(20—25)	(25—30)
Анжеро-Суджен- ский	КП	35—50	130—170	200—250	(10—15)	(20—30)
Араличевский . . .	Т	60—80	50—60	60—80	—	—

Бассейны и районы	Марки углей	Угол падения пластов, град	Зона газового выветривания, м		Степени метанообильности выработки, м	
			по вертикали	по пласту	по вертикали	по пласту
Караганда						
Промышленный участок, западная часть . . .	К	10—25	200	500—1000	(10—15)	(30—35)
Промышленный участок, центральная часть .	К	5—16	100—200	500—1000	6—7	30—35
Промышленный участок, восточная часть . . .	К	40—80	180—250	250—600	(20—30)	(30—35)
Промышленный участок, северная часть . .	К	8—20	70—120	300—600	6	25—35
Воркута						
Поля шахт № 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 40, 40-бис .	Ж 10, Ж 19	16—20	100—230	100—720	10—20	30—40
Поля шахт № 17, 18, 27	Ж 10, Ж 19	22—26	120—150	От насосов 240—250	25—30	60—70
Поля шахт № 9, 10, 12, 14 . . .	Ж 10, Ж 19	12—18	80—170	110—360	4—8	14—28
Ткибули						
Поле шахты им. Сталина . . .	Ж	20—45	60—100	100—130	11	20
Челябинск	БЗ	20—35	150—170	300—400	—	—
Средняя Азия						
Ташкумыр	Д	60	200—300	250—350	—	—

Примечание. В скобках приведены вероятные значения степени газообильности шахт.

4. Виды выделения метана

Различают три основных вида выделения метана в горные выработки:

обыкновенное — происходящее медленно, но непрерывно из микротрещин и пор в угле и породе;

суфлярное — местное выделение газа из пустот в угле и породах через видимые трещины под давлением, иногда значительным;

внезапное — местное бурное выделение больших количеств газа, сопровождающееся разрушением поверхности забоя и массива угля.

Обыкновенное выделение метана

В нетронутом массиве угля газ находится в условиях, весьма близких к условиям всестороннего сжатия, при определенном давлении, температуре и определенном соотношении между количествами заключенного в угле свободного и сорбированного газа. При проведении в пласте горных выработок эти условия изменяются, существовавшее равновесие сил нарушается. Находящийся в угле под высоким давлением газ стремится выделиться в выработку. Истечение свободного газа вызывает изменения газ-

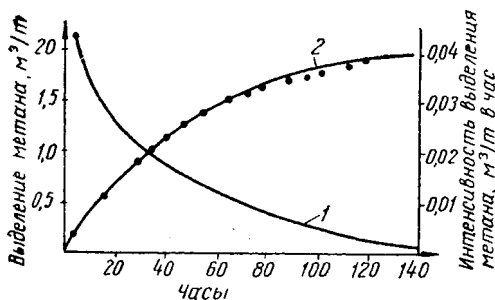


Рис. 12. График выделения метана из кускового угля:

1 — снижение интенсивности газовыделения во времени; 2 — общее количество выделившегося газа

зового давления в пласте и переход части сорбированного газа в свободный. Этот процесс происходит с изменяющейся интенсивностью (рис. 12), но непрерывно до получения нового равновесия сил, т. е. до тех пор, пока в угле останется столько газа, сколько он может удерживать при данных давлении и температуре. Дегазация поверхности забоя вызывает

приток газа из глубины угольного массива, но чем толще дегазированный слой угля, тем больше давление газа должно быть в пласте для того, чтобы преодолевать сопротивление этого дегазированного слоя движению газа. Поэтому при достаточно долгом периоде дегазации забой перестает практически выделять газ. Давление газа в пласте различно для различных бассейнов и изменяется с глубиной. Так, в зоне газового выветривания оно составляет 0,2—1 ат. В шахтах Воркуты и Караганды на глубинах 300—400 м оно достигает 20—25 ат. В угольных пластах Донбасса давление газа на глубинах более 700 м колеблется от 10 ат (пласт Смоляниновский, Сталинская область) до 52 ат (пласт Подпятков, шахта «Кочегарка») и т. д. Проходка выработок, а особенно ведение очистных работ, вызывают перераспределение и изменение давлений и в разрабатываемом пласте, и в боковых породах. Это ведет к тому, что дегазируются не только разрабатываемый пласт, но и боковые породы и в какой-то мере пласты, еще не затронутые разработкой. Таким образом, в горные выработки

разрабатываемого пласта поступает газ: из свежеобнаженных поверхностей угольного пласта в рабочих забоях, из старых обнаженных поверхностей (например, боковых стенок штрека), из боковых пород, из соседних пластов и пропластков, из отбитого, но еще не дегазировавшегося полностью угля. Основная масса газа поступает из свежеобнаженных поверхностей разрабатываемого пласта и с соседних пластов и пропластков.

Для каждой шахты (участка, пласта) характерен свой газовый баланс.

Под «газовым балансом» шахты (участка) понимается расчленение общего газовыделения по тем или иным признакам. Чаще всего общее газовыделение рассматривается как сумма газовыделений: 1) из подготовительных выработок, 2) из очистных выработок, 3) из выработанных пространств.

Так, для шахт Кузбасса, разрабатывающих пласты средней мощности системой длинных столбов по простиранию, характерно (в среднем) следующее распределение газовыделения в процентах от общего дебита по участку [90]:

из подготовительных выработок	40—50 %
из призабойных пространств (очистных выработок)	40—50 %
из выработанных пространств	10—20 %

Соотношения отдельных составляющих общего газовыделения зависят от конкретных условий разработки на данной шахте. При отсутствии смежных пластов-спутников и при большой сети подготовительных выработок по разрабатываемому недегазированному пласту роль газовыделения из последних в общем балансе газовыделения данного пласта может быть весьма значительной (до 70 %).

Наоборот, при разработке пласта, подрабатывающего газоносные пласты-спутники, весьма значительным может быть газовыделение из выработанного пространства (до 80 %).

Выяснение газораспределения в шахте, которое весьма важно знать для решения вопросов ее проветривания, производится путем газовых съемок — замеров газосодержания в отдельных пунктах вентиляционной сети и вычисления приращения количества газа между пунктами замера.

Кроме общего газораспределения, важно знать также газораспределение непосредственно в рабочем забое.

В призабойных пространствах подготовительных выработок газ скапливается вблизи угольного забоя, в верхней части сечения выработки.

В призабойных пространствах очистных выработок распределение метана зависит главным образом от схемы проветривания участка, интенсивности газовыделения из разрабатываемого пласта и выработанного пространства и от способа выемки угля.

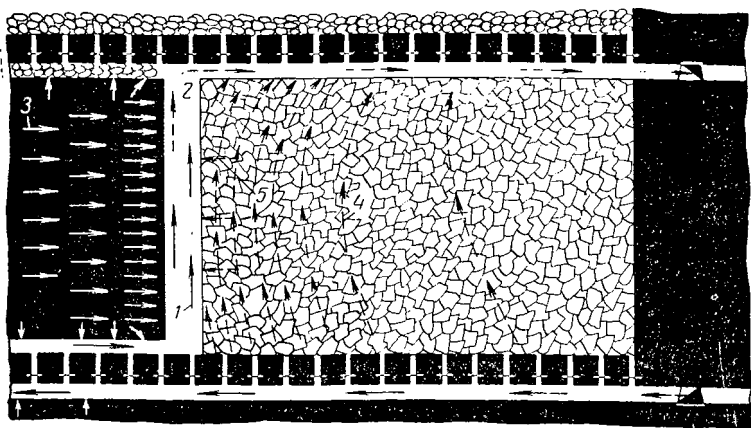


Рис. 13. Возвратноточная схема проветривания на вентиляционный штрек в выработанном пространстве при прямом порядке отработки:
 1 — направление движения свежего воздуха; 2 — направление движения отработанного воздуха; 3 — направление движения метана в ненарушенном массиве угля; 4 — направление утечек воздуха через выработанное пространство; 5 — направление движения метана в выработанном пространстве за счет диффузии

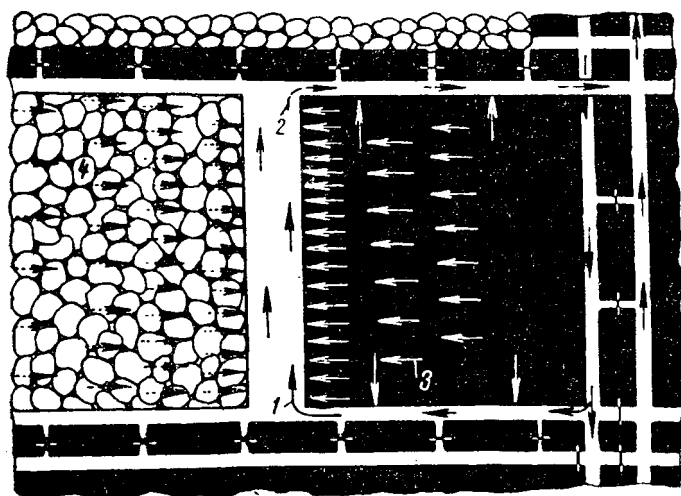


Рис. 14. Возвратноточная схема проветривания на вентиляционный штрек впереди лавы при обратном порядке отработки:
 1 — направление движения свежего воздуха; 2 — направление движения отработанного воздуха; 3 — направление движения метана в ненарушенном массиве угля; 4 — направление движения метана в выработанном пространстве за счет диффузии

При возвратноточной схеме проветривания и прямом порядке отработки (рис. 13), когда основной и вентиляционный штреки разделены выработанным пространством, утечки через последнее способствуют его проветриванию, но струя свежего воздуха не прижимается к забою. При этой же схеме, но при обратном порядке отработки, когда вентиляционный и откаточный штреки находятся в целиках, положение обратное — струя прижимается к забою, но выработанное пространство проветривается слабее (рис. 14).

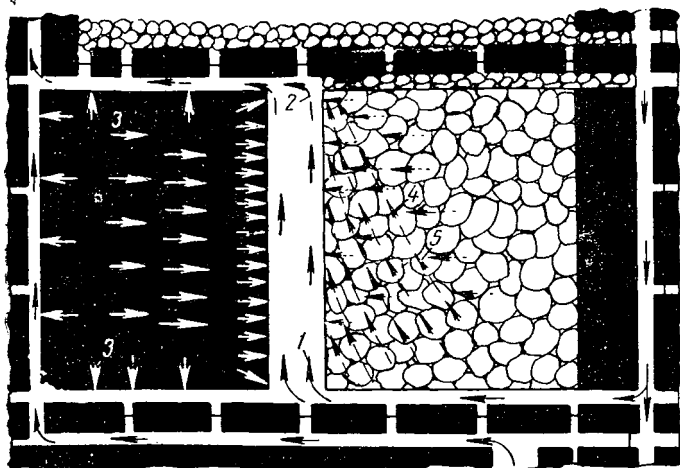


Рис. 15. Прямоточная схема проветривания на вентиляционный штрек впереди лавы при прямом порядке отработки: 1 — направление движения свежего воздуха; 2 — направление движения отработанного воздуха; 3 — направление движения метана в ненарушенном массиве угля; 4 — направление движения метана в выработанном пространстве за счет диффузии; 5 — направление утечек воздуха через выработанное пространство

При прямоточной схеме проветривания на вентиляционный штрек, расположенный в целике угля, и прямом порядке отработки (рис. 15) часть воздуха при движении его по откаточному штреку просачивается в выработанное пространство и отсюда поступает в призабойное пространство. Этими струями метан, выделяющийся в выработанное пространство, выносится в лаву.

Вдоль лавы (по ходу струи) содержание метана вначале растет относительно быстро, а затем нарастание содержания метана остается постоянным и может усилиться, если газообильность выработанного пространства велика.

Наоборот, при прямоточной схеме проветривания на вентиляционный штрек, расположенный в выработанном пространстве (обратный порядок выемки), весь воздух, подаваемый на участок, без потерь (рис. 16) поступает в нижнюю часть лавы. При дальнейшем движении по призабойному пространству часть

воздуха теряется в результате просачивания его через выработанное пространство на вентиляционный штрек. Вследствие этого метан, выделяющийся в выработанном пространстве, выносятся струями утечек воздуха непосредственно на вентиляционный штрек и не может проникнуть в более или менее значительных количествах в призабойное пространство лавы.

В зависимости от того, сколько газа выделяет рабочий забой и сколько дает выработанное пространство при принятых схе-

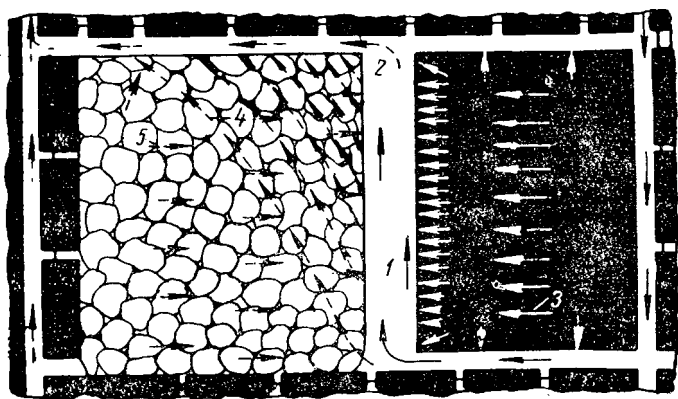


Рис. 16. Прямоточная схема проветривания на вентиляционный штрек в выработанном пространстве при обратном порядке отработки:

1 — направление движения свежего воздуха; 2 — направление движения отработанного воздуха; 3 — направление движения метана в ненарушенном массиве угля; 4 — направление утечек воздуха через выработанное пространство; 5 — направление движения метана в выработанном пространстве за счет диффузии

мах проветривания, будут различны условия газораспределения в очистном забое.

О количестве метана, выделяющегося в выработанных пространствах, можно судить, например, на основании изучения газосодержания воздуха вдоль вентиляционного штрека, если последний расположен над выработанным пространством.

На распределение и интенсивность газовыделения в забое в значительной степени влияет скорость его подвигания и способ выемки.

Увеличение скорости выемки приводит к росту интенсивности газовыделения из пласта в момент выемки и в некоторых случаях к сосредоточенному бурному выделению метана в месте работы машин. Так, при зарубке угольных пластов с высокой газоносностью простои врубовых машин вследствие большого газовыделения часто составляют 50% рабочего времени. Глубина зарубной щели также влияет на интенсивность газовыделения. Опыты показали, что в лавах при глубине зарубной щели

1,8 м остановки работы врубовой машины вследствие загазирования рабочего пространства происходили через каждые 5 мин.; при уменьшении глубины зарубной щели до 1,1—1,3 м стало возможным производить зарубку непрерывно.

Газовый дебит шахты не является строго постоянным во времени и подвержен колебаниям в пределах 10—15%, а для отдельных участков шахты и более. Эти колебания обусловлены различной газоотдачей массива пласта угля и спутников при разных технологических процессах и процессах, связанных с изменением горного давления. Очевидно, что если в очистном забое производится отбойка угля, то газа при прочих равных условиях выделяется больше, чем в периоды, когда отбойка не производится. То же происходит при раздавливании угля в забое или при осадке кровли. Экстренные колебания газового дебита шахты вызываются изменением барометрического давления. Это связано в основном с выделением газа из выработанных пространств. Поэтому быстрое понижение барометрического давления может иметь следствием загазирование горных выработок за счет выхода метана главным образом из непрветриваемых пространств.

Суфлярные выделения метана

В угольных месторождениях довольно часто встречаются различного рода нарушения сплошности пород — крупные трещины, участки сильнотрещиноватых пород и даже пустоты. Иногда в такого рода коллекторах, особенно если они сообщаются с сильногазонасными угольными пластами, скопляются под значительным давлением большие количества газа. При вскрытии выработкой такого коллектора начинается истечение газа с интенсивностью, зависящей от его давления, продолжающееся до тех пор, пока суфляр не иссякнет. Подобные суфляры называются суфлярами I рода.

В зависимости от размера и протяженности вскрываемых суфляр отверстий и трещин и от мощности суфляра выделение газа может происходить в весьма больших количествах и продолжаться длительное время. Так, например, суфляр Уразовского пласта (шахта «Центральная», Донбасс) действовал 10 лет и давал в течение первых 500 дней 20 000 м³ метана в сутки.

Крупные суфляры вследствие неожиданности их вскрытия и большого дебита газа могут привести к быстрому загазированию рабочих выработок и быть причиной крупных катастроф.

Выделения газа типа суфляров происходят иногда также через трещины, образовавшиеся в результате эксплуатационных работ, например при посадке кровли. Такие суфляры называются суфлярами II рода. Газовыделение этого вида обычно обусловлено газоотдачей соседних с разрабатываемым пластов. Дей-

ствие таких суфляров не носит столь катастрофического характера, как при крупных суфлярах I рода, однако бывает достаточно значительным, чтобы осложнить ведение горных работ или вызывать их временное прекращение.

Внезапные выделения (выбросы)

Различают три вида внезапных выделений:

- 1) внезапный выброс угля и газа;
- 2) внезапное выдавливание в забое масс угля с усиленным газовыделением;

- 3) внезапное высыпание угля с усиленным газовыделением.

Основную опасность представляют собственно внезапные выбросы.

Внезапному выбросу в забое предшествуют обычно предупредительные признаки: характерное потрескивание угля, хлопки и удары в угольном массиве, отскакивание кусочков угля («шелушение»), изменение крепости угля, изменение газовыделения, изменение давления на крепь и некоторые другие. Определенные предупредительные признаки отмечаются при приближении выброса также специальным шахтным микросейсмическим прибором, сконструированным МакНИИ. После появления заметных для рабочего предупредительных признаков, часто непосредственно за ними или через очень малый промежуток времени, происходит внезапный выброс, развивающийся, как лавинно нарастающий процесс разрушения забоя и выброса угля в выработку вместе с газом. Выброс происходит в виде ряда толчков (волнообразно) и прекращается самопроизвольно.

Длительность собственно выброса составляет всего несколько секунд. Но подготовка и развитие процесса в целом, как показали новейшие исследования, могут длиться несколько десятков минут. В результате выброса остается в угле пустота, часто овальной формы.

Вопрос о причинах и механизме внезапных выбросов находится еще в стадии выяснения. Однако мнение большинства специалистов сводится к тому, что явление выброса обуславливается наличием ряда факторов, из которых основными являются давление горных пород, энергия заключенного в угле газа, физико-механические свойства и структура угля, строение пласта, а для крутопадающих пластов — также и сила тяжести угля.

Считают, что при подвигании забоя (очистного или подготовительного) на некотором расстоянии от его груди (1—3 м) имеется область опорного давления. В этой области уголь уплотнен, имеет пониженную газопроницаемость и создает препятствие свободному истечению газа в выработку — газовый барьер. У груди забоя уголь, наоборот, частично разрушен и имеет повышенную газопроницаемость.

По мере подвигания выработки перемещается и зона опорного давления. В тех случаях, когда вследствие изменения прочности пласта или характера оседания кровли или по иным причинам возникают условия быстрого нарушения газового барьера, т. е. быстрого снятия препятствия истечению газа, происходит внезапный выброс.

Пласты, опасные по внезапным выбросам, часто характеризуются значительной газоносностью и давлением газа, имеют уголь, обладающий малой механической прочностью при крепких вмещающих породах. Обычно внезапные выбросы начинаются с глубины 250—300 м, но иногда со 100—150 м. Частота и интенсивность внезапных выбросов возрастают с увеличением глубины горных работ.

В СССР внезапные выбросы имели место в угольных пластах Донбасса, Кузбасса, Воркуты, Дальнего Востока и Урала. Средняя интенсивность внезапного выброса, т. е. количество выброшенного угля на один выброс, по П. И. Мустелю, составляет 35 т. Однако имели место случаи выбросов угля до 1500 т и до нескольких десятков тысяч кубических метров газа.

Наибольшей частотой и интенсивностью характеризуются внезапные выбросы на пластах крутого падения. Так, в Донбассе 90% всех выбросов приходится на крутые пласты.

Пласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа, подразделяются на опасные и угрожаемые. К опасным относятся пласты, на которых в пределах поля данной шахты имели место случаи выбросов. К угрожаемым относятся пласты, на которых в пределах поля соседней шахты по простиранию на тех же горизонтах были случаи выбросов.

Причинами внезапного высыпания являются: малая механическая прочность угля, малый коэффициент трения между углем и боковыми породами, сила тяжести угля.

Внезапное выдавливание угля связано с давлением кровли, вызывающим перенапряжения в угольном массиве.

5. Приборы для контроля содержания метана в рудничной атмосфере

Для постоянного контроля за содержанием метана в рудничном воздухе в производственных условиях широко используется предохранительная индикаторная бензиновая лампа «Свет шахтера».

Контроль основан на использовании свойства метана гореть при соприкосновении с источником воспламенения.

Замер метана лампой производят сначала при полном, нормальном (высотой 25 мм) пламени. Если при этом будет замечено ослабление света лампы, удлинение пламени и копоть, производство замера прекращается и газосодержание метана фиксируется равным 4%. Если перечисленные признаки при за-

мере полным пламенем не обнаруживаются, то производят повторный замер при пламени, уменьшенном до высоты 2 мм, так чтобы в пламени осталась светлая точка. Если в воздухе присутствует метан, то вокруг пламени лампы появляется второе пламя — это пламя горящего метана голубого цвета, или так называемый **метановый ореол**. Форма и размеры метанового

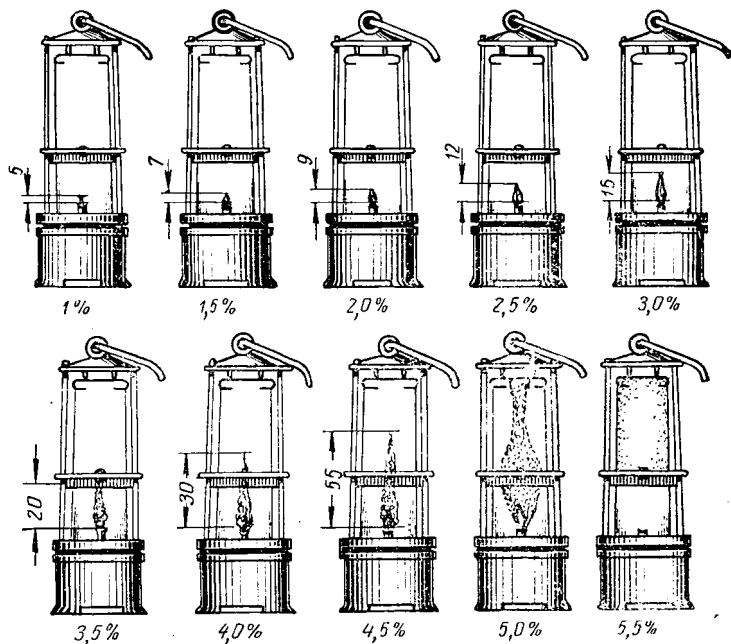


Рис. 17. Форма и размеры (в мм) метанового ореола над прикрученным пламенем бензиновой лампы в зависимости от содержания метана в воздухе

ореола при различном содержании метана в воздухе показаны на рис. 17. Содержание газа определяется по высоте ореола в соответствии с табл. 5. В случае высокого газосодержания в лампе может произойти вспышка газа — в этом случае лампу следует осторожно опустить на почву.

Таблица 5

Высота метанового ореола в зависимости от содержания метана в воздухе

Высота ореола (мм) от трубки фитиля при пламени, уменьшенном до 2 мм	5	7	9	12	15	20	30
Содержание метана, % . . .	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0

Нельзя долго держать лампу во взрывчатой смеси, следует осторожно опустить ее вниз, как только ореол (см. рис. 17) достигнет половины высоты стекла.

Замеры газа можно производить только вполне исправной бензиновой лампой.

Точность определения содержания метана в воздухе при помощи бензиновой лампы до некоторой степени зависит от индивидуальных качеств газомерщиков, а также еще от ряда факторов.

Кроме того, лампы не полностью безопасны, использование их в качестве индикаторов на шахтах, опасных по внезапным выбросам и сверхкритическим, Правилами безопасности запрещено.

В настоящее время для замера наличия метана в шахте создано довольно много различных типов газоопределителей. Ниже рассматриваются некоторые из них.

Газоопределитель типа ОВ-2301. Принцип действия интерферометра ОВ-2301 аналогичен принципу действия прибора ШИ-3, применяемого для определения содержания CH_4 и CO_2 и описанного выше (§ 2).

Так же как ШИ-3, прибор имеет: оптическую часть, обеспечивающую получение определенной интерференционной картины; воздушную и газовую камеры, при прохождении через которые когерентных лучей происходит смещение интерференционной картины, пропорциональное содержанию метана в исследуемом воздухе; поглотительные патроны и фильтры для осушения и очистки воздуха. Внешний вид прибора показан на рис. 18, а, оптическая схема — на рис. 18, б.

На корпусе прибора (см. рис. 18, а) размещаются: отсчетный механизм 1; выходной штуцер 2 газовой линии с резиновой грушей 3; входной штуцер газовой линии 7; входной 5 и выходной 4 штуцеры воздушной линии; окуляр 6 зрительной трубы; источник электропитания 8; патрон с защитным колпачком для электролампочки 9; металлическая коробка с фильтрами 10. В приборе имеются ватные и алигнинные фильтры и две колонки — первая, заполненная натронной известью для поглощения углекислого газа и сернистых соединений, и вторая, заполненная хлористым кальцием для осушения смеси.

Для продувки прибора в чистой атмосфере имеется дополнительный фильтр-патрон, хранящийся в футляре прибора. Наполнители очистительных фильтров газовой линии меняют через каждые 200 замеров. Ватные фильтры на входных штуцерах меняют ежедневно. Дополнительный фильтр меняется раз в 3 месяца.

Электрическая часть прибора включает электролампочку МН-3, сухой элемент КСХ-3, устройства включения. Элемент и лампочка заменяются по мере надобности. Размеры прибора $240 \times 90 \times 65$ мм, вес 2,8 кг. Прибор взрывобезопасен. Точность

измерения прибором $\pm 0,3\%$, измеряемые концентрации метана 0,3—6,0%, время замера не более минуты.

До спуска прибора в шахту для производства замеров производят обязательную проверку его исправности и устанавливают показатель отсчетного механизма на нуль.

При замере в шахте: 1) открывают вход газа в газовую камеру; 2) продувают газовую камеру исследуемым воздухом

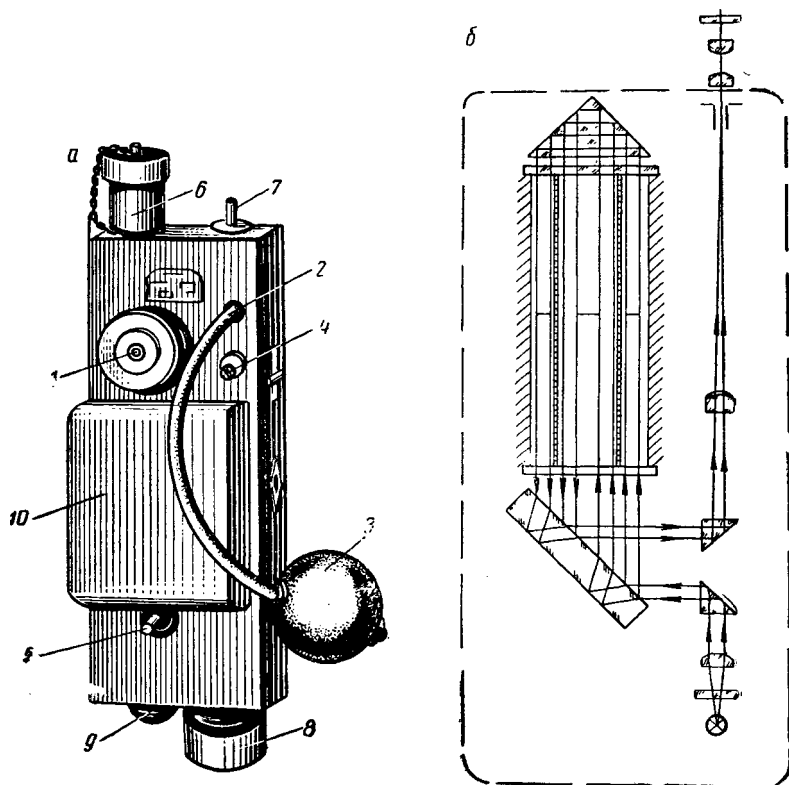


Рис. 18. Газоопределитель ОВ-2301:

а — общий вид; б — оптическая схема

10 нажатиями груши; 3) нажав кнопку включателя и наблюдая в окуляр, вращают обойму отсчетного механизма по часовой стрелке до тех пор, пока белая полоса интерференционной картины не расположится симметрично относительно визирной линии (как и при установке прибора на нуль в чистом воздухе); 4) берут отсчет по шкале прибора.

Газоопределитель метана типа ГМТ-3 предназначается для определения содержания метана в рудничном воздухе непосредственно в горных выработках.

Принцип действия газоопределятеля ГМТ-3 состоит в электрическом измерении разности теплопроводностей воздуха и смеси воздуха с метаном, которая зависит от изменения содержания метана в смеси. Если одинаковые проводники, нагретые электрическим током до одинаковой температуры, поместить в различные газовые среды, например в чистый воздух и метано-воздушную смесь, то температура проводников, а следовательно, и их сопротивления, изменятся в зависимости от теплопроводности сред. Величина разности сопротивлений проводников определит разность теплопроводностей сред, а следовательно, и разницу в их газосодержании, в данном случае — в содержании метана.

Газоопределятель (рис. 19) состоит из следующих основных частей: насос 1 для просасывания воздуха через камеру; поглотителя 2 углекислого газа и водяных паров; металлического блока 3; гальванометра (микроамперметра) Г; реостата R с реохордом r ; переключателя П, сухих элементов E.

В литом блоке имеется четыре камеры, в двух из них, герметичных, заполненных воздухом, помещены нерабочие термосопротивления R_1 и R_3 — платиновые спирали; в двух других, сообщающихся с наружной средой, помещены рабочие термосопротивления R_2 и R_4 .

Газовая смесь поступает в прибор через фильтр 2 при помощи насоса.

Источник питания прибора E — шесть сухих элементов.

Измерение сопротивления производится при помощи мостика Уитстона; измерительным прибором в мостике служит гальванометр Г, шкала которого проградуирована непосредственно в процентах метана. Переключение гальванометра осуществляется переключателем П; в положении К он измеряет падение напряжения на сопротивлении $R_{ш}$; в положении И измеритель включается в диагональ моста. Сопротивление $R_{кш}$ равно сопротивлению $R_{ш}$. Для уравнивания моста служит реохорд r . Регулировка силы тока осуществляется реостатом R.

Техническая характеристика газоопределятеля ГМТ-3

Пределы показаний прибора, % CH_4	От 0 до 15
Точность показаний прибора:	
при содержании метана от 0 до 5%	$\pm 0,3\% CH_4$
свыше 5%	$\pm 0,5\% CH_4$
Число делений шкалы	30
Емкость шести элементов, а-ч	6
Гальванометр (микроамперметр)	На 50 микроампер
Габариты прибора, мм	200×92×180
Вес прибора, кг:	
с принадлежностями	4,2
без принадлежностей	3,5

Метаноизмеритель МакНИИ типа МТ-1. Аналогичен по устройству и действию прибору ГМТ-3, но компактнее его. Размеры прибора $180 \times 100 \times 40$ мм. Внутри корпуса располагаются

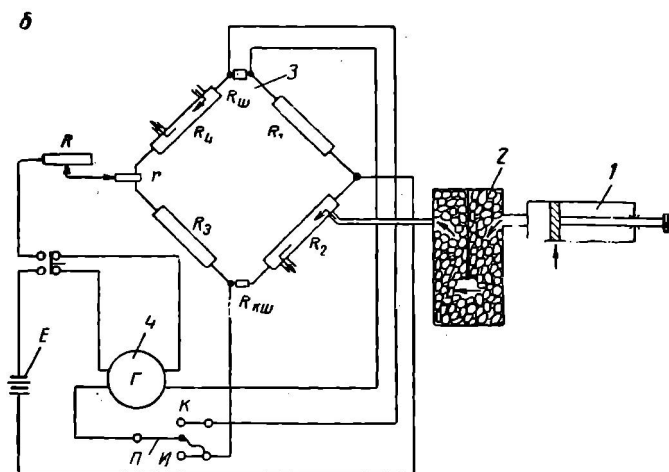


Рис. 19. Газоопределитель метана ГМТ-3:
а — общий вид; б — принципиальная схема устройства

четыре сухих элемента для питания мостовой схемы, приемник с четырьмя каналами, поглотительная колонка, поршневой насос. Прибор предназначен для взрывников и имеет шкалу с делениями 0; 1; 2 и 3% CH_4 , что достаточно для проверки газосодержания в забое при производстве взрывных работ.

Автоматический индикатор метана типа ИМ-2 (рис. 20) предназначен для контроля содержания метана в рудничной атмосфере. Дает возможность непрерывно контролировать содержание метана в атмосфере. При повышении концентрации метана до 1% индикатор подает световой и звуковой сигналы диспетчеру, а при 2% и больше автоматически отключает электрооборудование участка.

В комплект аппаратуры входят (см. рис. 20):

а — датчик метана типа ДМ-3, устанавливаемый в том месте, где необходимо контролировать содержание метана (на исходящей струе, в лаве, глухом забое и т. д.);

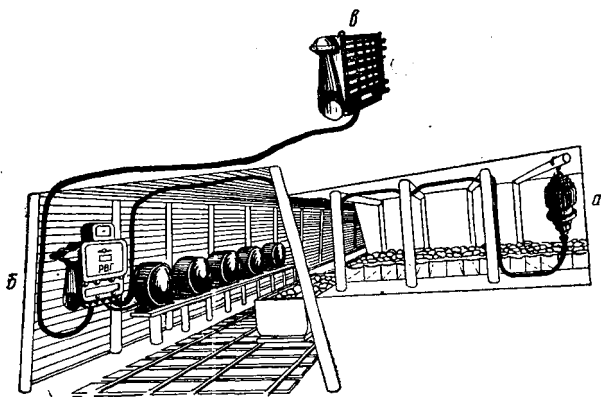


Рис. 20. Автоматический индикатор метана типа ИМ-2

б — аппарат сигнализации и контроля метана типа АСМ-1, устанавливаемый на участке;

в — сигнальное табло типа ТСМ-1, применяемое для контроля состояния рудничной атмосферы в нескольких пунктах. На нем воспроизводятся световые и звуковые сигналы каждого датчика из подключенных к нему через аппарат сигнализации и контроля метана.

Принцип работы датчика основан на изменении сопротивления платиновой нити при сгорании в камере датчика метана, поступающего из рудничной атмосферы. Теплота сжигания метана пропорциональна его процентному содержанию в атмосфере, что вызывает пропорциональное изменение сопротивления платиновой нити и напряжения, подаваемого на показывающие процентное содержание метана в атмосфере прибор и усилитель, который воздействует на приборы сигнализации. Аппарат сигнализации и контроля осуществляет питание электрическим током датчика.

Шкала милливольтметра отградуирована в процентах метана.

Техническая характеристика индикатора метана ИМ-2

Диапазон измерения, % CH ₄	0—5
Точность измерения, % CH ₄	0,2
Габариты датчика, мм:	
высота	240
диаметр	250
Вес датчика (без кожуха), кг	7
Вес комплекта аппаратуры, кг	147
Исполнение	Рудничное взрыво- безопасное

Из зарубежных конструкций приборов для контроля содержания в рудничной атмосфере метана следует отметить выпускаемые фирмой Рингроз (Англия) карманный метанометр «Рингроз» с пределом измерений до 2% CH_4 при точности 0,2% и метановый сигнализатор типа «Рингроз».

Сигнализатор типа «Рингроз» (рис. 21) подает световые сигналы при повышении содержания метана в воздухе свыше установленной нормы.

Прибор состоит из двухвольтовой кислотной батареи 1, при помощи которой накаливается тонкая нить в камере сжигания и горит белая лампочка 5. Камера сжигания образована стеклянным 2 и керамическим 9 кольцами. Наружный воздух непрерывно проникает в прибор через отверстия 7, метан диффундирует через стенки кольца 9 в камеру, где сгорает. За счет вакуума, образующегося в результате конденсации водяных паров, прогибается диафрагма 3, замыкается контакт 4 и загорается красная сигнальная лампочка 6, а белая гаснет. Лампочки 5 и 6 закрыты стеклянным кольцом 10. Прибор имеет магнитный замок 8. Сигнализаторы выпускаются фирмой Рингроз двух типов: в одних загорание сигнальной лампочки происходит при 1,25% метана в воздухе, в других — при 2%.

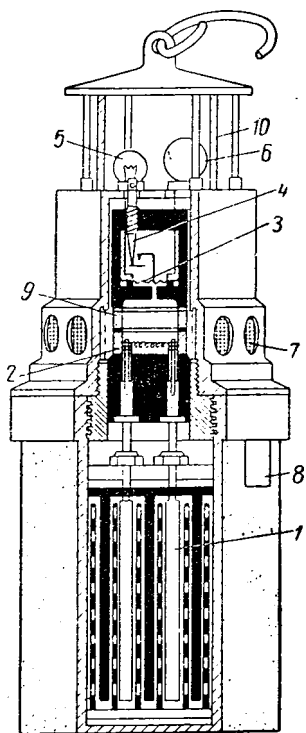


Рис. 21. Схема метанового сигнализатора типа «Ринг-роз» (Англия)

Из приборов, основанных на иных принципах, чем описанные, представляют интерес инфраанализаторы. Последние основаны на использовании того явления, что газы и пары обладают способностью абсорбции инфракрасных волн, причем каждый газ селективно абсорбирует только волну определенной длины. Про-

пуская через смесь газов инфраволну с длиной, соответствующей определенному газу, можно узнать по количеству абсорбированного излучения процентное содержание данного газа.

6. Борьба с метаном

Обеспечение безопасности горных работ при наличии метана в шахте достигается строгим соблюдением ряда обязательных правил и проведением специальных мероприятий.

Мероприятия против опасных скоплений газа в шахтах

Согласно Правилам безопасности, допустимыми концентрациями метана в рудничном воздухе в процентах по объему являются следующие:

местное (в отдельных местах) скопление в забоях	
очистных или подготовительных выработок . . .	менее 2%
поступающая из других очистных или подгото-	
вительных забоев	не более 0,5%
перед производством взрывных работ	менее 1,0%
исходящая струя из участка (лавы)	не более 1,0%
общая исходящая струя из шахты, крыла . . .	не более 0,75%

При наличии 2% CH_4 работы в данном забое прекращаются; возобновление работ разрешается после снижения концентрации метана до 1%.

Обеспечение этих норм достигается за счет правильной постановки проветривания и управления газовыделением.

Газовые шахты должны иметь обязательное искусственное проветривание. Вентилятор (или вентиляторы) должен быть установлен на поверхности и работать на всасывание. Нагнетательное проветривание допускается только для первого горизонта шахт I и II категории по газу. Проветривание очистных забоев при угле падения свыше 5° должно быть восходящим, т. е. воздух в очистном забое должен двигаться снизу вверх.

Допускается нисходящее движение исходящей из очистных выработок вентиляционной струи в шахтах I, II и III категории по газу при соблюдении условий: угол наклона выработок, по которым движется исходящая струя, для выработок длиной более 50 м должен быть не более 10° ; скорость струи должна быть более 1 м/сек; содержание метана в исходящей струе должно быть не более 0,5%; в выработках не должно быть тупиков, куполов, пустот, в которых может скопиться метан.

Проветривание забоев подготовительных выработок при их проходке должно быть нагнетательным.

Система разработки должна обеспечивать возможность легкого и надежного проветривания забоев. Схема проветривания должна быть такой, чтобы исключалась возможность коротких замыканий струи, рециркуляции воздуха и другие нарушения проветривания, могущие повлечь за собой загазирование забоев.

Подаваемое в шахту количество воздуха должно соответствовать требованиям Правил безопасности. Дебит воздуха должен быть устойчивым, а его распределение в сети горных выработок должно соответствовать их действительной потребности в воздухе с учетом фактического газовыделения. Должен обеспечиваться надежный контроль за соблюдением всех правил и требований в отношении проветривания.

Газовыделение в забоях зависит, как было показано выше, от интенсивности ведения выемки, от принятого способа управления кровлей и целого ряда других технических факторов, которые можно изменять. Следовательно, в некоторой степени

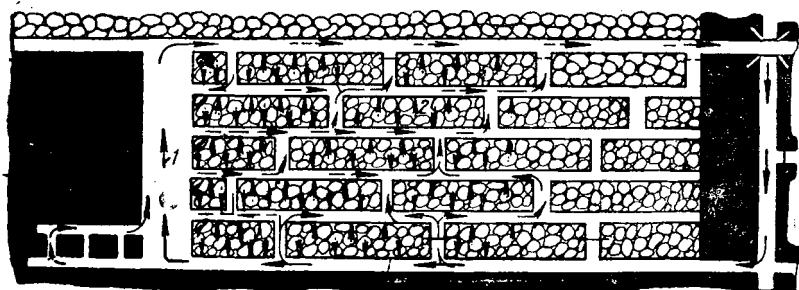


Рис. 22. Схема движения газа при регулируемом проветривании выработанного пространства:

1 — направление движения воздуха; 2 — направление движения метана

газовыделением можно управлять, что надлежит учитывать и использовать в целях обеспечения и повышения эффективности проветривания.

Так, для разработки пластов с высокой газообильностью целесообразно применять угольные струги, так как последние срезают стружку угля небольшой толщины (15—20 см) и обеспечивают равномерное газовыделение по всей поверхности угольного забоя. Применение в очистных забоях вместо врубовой машины комбайна типа «Донбасс» также дает положительные результаты. С другой стороны, схема проветривания должна быть принята с учетом особенностей газовыделения каждого из участков. Так, если от управления с обрушением кровли (см. рис. 13) перейти к управлению частичной закладкой, то это должно дать уменьшение газовыделения в выработанном пространстве. Однако, если последнее оказывается все же очень значительным, то при возвратноточной схеме можно прибегнуть к организации проветривания выработанного пространства. С этой целью бутовые штреки соединяют в шахматном порядке (рис. 22) специальными печами. В печах, которые выходят на откаточный и вентиляционный штреки, устанавливаются перемычки с окнами для регулирования количества воздуха, поступающего в выработан-

ное пространство. В некоторых случаях для снижения концентрации метана в струе воздуха на вентиляционном штреке применяют «подсвеживание» исходящей струи воздуха. Возможны и другие мероприятия подобного рода.

Извлечение и утилизация метана

В ряде случаев газовыделение в шахтах оказывается столь значительным, что обеспечение нормального состава атмосферы только за счет проветривания встречает большие затруднения. С другой стороны, при большой газообильности возникает возможность обособленного извлечения значительных масс газа. Эти два условия предопределили развитие в течение последних 15 лет способов извлечения из пластов угля метана с концентрациями, допускающими его промышленное использование как топлива или сырья. Метан извлекается: 1) за счет предварительной дегазации скважинами или выработками разрабатываемого угольного пласта; 2) отсосом из выработанного пространства разрабатываемого угольного пласта; 3) при дегазации скважинами (или выработками) спутников разрабатываемого угольного пласта.

Дегазация разрабатываемых угольных пластов осуществляется преимущественно отсосом газа через дренажные скважины, пробуриваемые из опережающего вентиляционного или чаще откаточного штрека параллельно очистному забою. Отсос производится при помощи вакуум-насосов. Газовыделение из скважины происходит энергично с периода, когда до нее доходит зона трещинообразования. Расстояние между скважинами устанавливают опытным путем. Удачный опыт применения этого метода был получен в Карагандинском бассейне при разработке мощного пологопадающего пласта Верхняя Марианна наклонными слоями в нисходящем порядке. В этом случае до начала очистных работ проводят до границ шахтного поля штреки. Из камер, располагаемых в откаточных штреках, пробуривают веером серии (две-восемь) скважин диаметром 100—120 мм, длиной до 300 м. Устья скважин на глубину до 10 м расширяют, в них цементируют трубы, которые присоединяются к газосборной магистрали. Заметное повышение дебита метана из скважин отмечается при приближении к ним очистного забоя верхнего слоя до расстояния 14—18 м; максимума оно достигает при опережении скважин забоем верхнего слоя на 3—6 м и снижается при увеличении расстояния между лавой и скважиной до 20—40 м. На шахте № 3 им. С. М. Кирова при применении этого метода максимальный дебит метана по отдельным скважинам достигал 3000—6000 м³/сутки при высокой концентрации (80—90%) отсасываемого газа. В Фушуне (Китай) на шахте «Лунфын» мощный пласт (8—45 м), залегающий под углом 30—40°, успешно дегазировался [61] путем отсоса газа при помощи ва-

куум-насоса из заблаговременно проводимых по пласту нарезных выработок (ортов, слоевых штреков, скатов), изолируемых перемышками. Количество метана, отсасываемого с выемочного участка размерами 320×40 м, достигало $8500 \text{ м}^3/\text{сутки}$ при высокой концентрации отсасываемого газа.

Следует, однако, отметить, что уголь, находящийся под значительным внешним давлением, равным весу столба вышележащих пород, обладает малой газопроницаемостью, поэтому дегазация **разрабатываемого** пласта в ряде случаев очень затруднена и примеры удачного ее осуществления немногочисленны.

При разгрузке угля от давления его газопроницаемость увеличивается в сотни и тысячи раз, что обеспечивает возможность более успешной дегазации подрабатываемых и надрабатываемых угольных пластов.

Извлечение метана из выработанного пространства **разрабатываемого** пласта осуществляется путем отсоса его из специальных газосборных выработок, создаваемых в выработанном пространстве. Так, в Саарском угольном бассейне при работе с закладкой в последней через каждые 40 м оставляют газосборные галереи, параллельные очистному забою. Выходы из галерей на верхний и нижний штреки изолируются бутом, через который прокладывается патрубок для присоединения коллектора газа к газопроводу. При работе с обрушением кровли в качестве газового коллектора используют бутовый штрек, специально проводимый для этой цели параллельно вентиляционному штреку и отделяемый от последнего тщательно выложенной бутовой полосой, а от выработанного пространства — деревянными кострами.

При управлении кровлей частичной закладкой выработанного пространства газосборниками могут служить бутовые штреки, до которых и доводятся патрубки газопровода.

В Караганде на шахте № 3 им. С. М. Кирова [90] был осуществлен отсос газа из выработанного пространства через перфорированные трубы диаметром 100 мм, длиной 10—12 м, оставленные в выработанном пространстве и подключенные к газопроводу.

Отсос газа успешно осуществляется в некоторых случаях также из отработанных выемочных участков, для чего последние изолируются перемышками с заделанными в них патрубками для присоединения к газосборной магистрали.

Содержание метана в отсасываемом из выработанных пространств воздухе в зависимости от конкретных условий меняется в очень широких пределах: от единиц до десятков процентов, а в особо благоприятных условиях до 50—80% CH_4 .

Дегазация подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников состоит в том, что со штрека **разрабатываемого** пласта бурят на его спутники скважи-

При дегазации вышележащих спутников расстояние между скважинами по простиранию принимается согласно данным табл. 6.

Таблица 6

**Расстояния между дегазационными скважинами
при дегазации вышележащих спутников**

Расстояние от разрабатываемого пласта до спутника по нормали, м	Расстояние между дегазационными скважинами по простиранию, м	
	при крепких породах междупластья	при слабых породах междупластья
От 40 до 60-кратной мощности раз- рабатываемого пласта	150—200	100—150
От 20 до 40 кратной мощности раз- рабатываемого пласта	80—150	40—80
От 5 до 20-кратной мощности раз- рабатываемого пласта	40—50	30

Нижележащие спутники удастся дегазировать при их удалении от разрабатываемого пласта на расстояние не более 20 м. В этом случае расстояние между скважинами по простиранию принимается 30—100 м.

Скважина должна быть пройдена и оборудована до того, как забой лавы подойдет к ней. Бурение скважины в разгруженную зону не рекомендуется. Скважина начинает выделять газ после того, как забой лавы продвинется за проекцию скважины на рабочий пласт. Скважина заглушается, когда дебит ее и концентрация метана сильно падают. Дегазация наиболее эффективна, если газ из скважины отсасывается. Обычно это производится при помощи вакуумного насоса РМК-4. Опыт Донбасса показал, что для эффективной бесперебойной работы лавы длиной 150—100 м, производительностью 400—500 т угля в сутки, относительной газообильностью 80 м³/т, из которых 45—50 м³/т поступает из спутников, достаточно отсасывать 10—12 м³/мин газа с концентрацией метана 80—95 %.

При дренировании выработками (так называемый Гиршбахский метод) последние располагаются по неразрабатываемому пласту, проходятся до начала очистных работ и сбиваются с вентиляционным штреком. В сбойке устанавливается перемычка, через которую пропускается труба от сборного газопровода. Когда такая выработка подрабатывается, из пластов-спутников в нее выделяется газ, который отсасывается вакуумной установкой. В практике применения метода (Саарский бассейн) наиболее удачным оказывалось расположение дренажного штрека на расстоянии от 1/4 до 1/3 высоты этажа ниже вентиляционного штрека.

и в 25 м от разрабатываемого пласта. Для усиления дегазации из газосборного штрека иногда бурят скважины по нерабочему пласту. Концентрация отсасываемого метана — 60—70 %.

Широкого распространения этот метод дегазации не получил.

Применение каптажа метана весьма благоприятно сказывается на улучшении вентиляции сильногазовых шахт. Кроме того, сам по себе газ представляет значительную ценность. Поэтому за последние годы применение каптажа получило интенсивное развитие во многих странах мира, и в том числе в Советском Союзе.

В настоящее время считается целесообразным прибегать к дегазации в том случае, когда относительная метанообильность участка более 20 м³ на 1 т суточной добычи, а абсолютная метанообильность превышает 10 000 м³ в сутки.

Утилизация газа производится в различных направлениях, а именно:

1) в качестве горючего в топках паровых котлов, в коксовых и металлургических печах, для обогащения газа коксовых печей;

2) после переработки (крекинга) в качестве бытового газа;

3) как сырье для химической промышленности — для производства аммиака, сажи, водорода, азотной кислоты и других производных метана;

4) в газовых турбинах, где можно использовать не только газ высокой концентрации, но и «метановый воздух» с малым содержанием газа;

5) как горючее для двигателей внутреннего сгорания.

От шахты к местам потребления газ транспортируется по специальным газовым трубопроводам под давлением до 15 кг/см².

Борьба с суфлярами

В практике работы шахт при появлении суфляров прибегали к следующим мерам борьбы с ними: выжидали самопрекращения суфляра; продолжали работы при усиленном проветривании участка; производили тампонаж суфляра; каптировали суфляр с выведением газа в общую исходящую струю или на поверхность; применяли специальные способы проходки.

Наиболее эффективным способом борьбы с суфлярами является их каптаж.

В качестве мер борьбы с суфлярами следует предусматривать также соответствующий порядок выемки сближенных пластов и управления кровлей; передовое разведочное и дренажное бурение; подачу в случае необходимости увеличенного количества воздуха к месту суфляра.

Борьба с внезапными выбросами

Наиболее эффективным средством предупреждения внезапных выбросов угля и газа является предварительная разработка защитного пласта. Защитным по отношению к выбросоопасному пласту является пласт, залегающий выше или ниже его, но в таком удалении, чтобы при отработке его происходила разгрузка (изменение напряженного состояния) опасного пласта и он частично дегазировался. За такое расстояние, по ПБ, принимается расстояние в 60 м, если опытом не доказано, что защитное действие пласта проявляется на большем расстоянии. Необ-

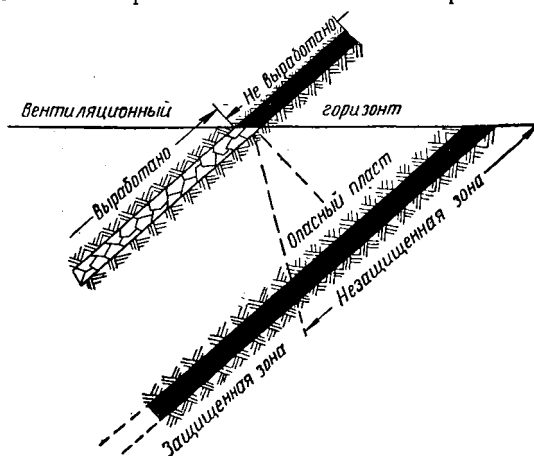


Рис. 24. Схема наработки опасного по выбросам пласта

ходимо учитывать, что, если защитный пласт не выработан на вышележащем горизонте, то при наработке им верхняя часть опасного пласта рабочего горизонта окажется незащищенной (рис. 24). При подработке защитным пластом на опасном пласте оказывается незащищенной нижняя часть пласта, если защитный пласт на нижележащем горизонте не выработан.

Незащищенными участками на опасном пласте будут также участки, расположенные под целиками, оставленными при выемке защитного пласта.

Размеры незащищенной зоны на опасном пласте определяются размерами зоны, находящейся против целика на защитном пласте по нормали, увеличенными в каждую из сторон по простиранию на расстояние, равное мощности междупластья, а по восставанию и падению — на 0,8 мощности междупластья.

Очистной забой в защитном пласте должен опережать забой очистных и подготовительных работ в опасном пласте не менее, чем на расстояние двукратной мощности пород междупластья.

В некоторых случаях защитные пласты сами являются опасными по выбросам, и их отработка должна производиться с со-

блюдением соответствующего комплекса мер против внезапных выбросов.

В качестве мер борьбы против внезапных выбросов предусматривается: применение систем разработок с минимальным развитием подготовительных работ; придание очистным забоям прямолинейной формы; при потолкоуступной форме забоя на крутых пластах высота уступов должна быть по возможности большей, а опережение их минимальным; ножки уступов следует затягивать с установкой дополнительных стоек или подкосов в призабойной крепи; крепление забоя должно быть жестким, особенно нависающих массивов угля.

В отдельных случаях применяется опережающее крепление в кутках уступов. Применяется также бурение дренажных скважин диаметром 150—200 мм из забоя лавы или из откаточного штрека. Отбойка угля в очистных и подготовительных забоях, опасных по выбросам пластов, должна производиться без применения ударных инструментов или машин, при помощи взрывных работ при вращательном бурении. В случае применения комбайнов или других механизмов управление ими должно быть дистанционным.

Прохождение рассечных, водоспускных и других восстающих выработок производят с предварительным бурением скважин диаметром не менее 250 мм на всю высоту этажа сразу или частями. На пологих опасных по выбросам пластах разрезку лав следует производить сверху вниз; допускается разрезка лавы снизу вверх, но при условии предварительного бурения скважины на всю высоту этажа.

При проведении штреков и просеков в незащищенных зонах часто применяют бурение опережающих скважин, специальные способы опережающего крепления. Глубокие опережающие скважины диаметром 250—300 мм дренируют пласт, снижают давление газа в пласте и изменяют напряженное состояние массива. Из специальных способов крепления наиболее эффективной оказывается опережающая крепь, например крепление трубами, заводимыми в скважины длиной 8—10 м. Назначение опережающей крепи — создать препятствие разрушению и высыпанию угля из нависающего массива крутых пластов во время перерезки верхнего кутка. При проходке восстающих выработок иногда применяют специальные щиты, позволяющие держать забой постоянно закрепленным, за исключением небольшого участка, на котором производится отбойка угля.

Одним из способов предотвращения несчастных случаев является применение при проходке штреков и выработок по падению пласта так называемого сотрясательного взрывания. Последнее состоит в том, что расположение шпуров и величина их заряда рассчитываются так, чтобы отбойка угля производилась по всему забою и при этом, если в забое есть условия для вне-

запного выброса, чтобы выброс произошел при взрывании шпуров в забое, когда в нем нет людей.

Величина заряда и число шпуров при сотрясательном взрывании могут быть разными в зависимости от местных условий.

Так, например, в Донбассе при разработке антрацитов при площади забоя от 2,5 до 7,5 м² число шпуров на 1 м² забоя принимается (при глубине шпуров 2—3 м) от двух до пяти, а суммарный вес заряда ВВ — от 8 до 18 кг. В промежутках между сотрясательными взрывами всякое сотрясение забоя воспрещается.

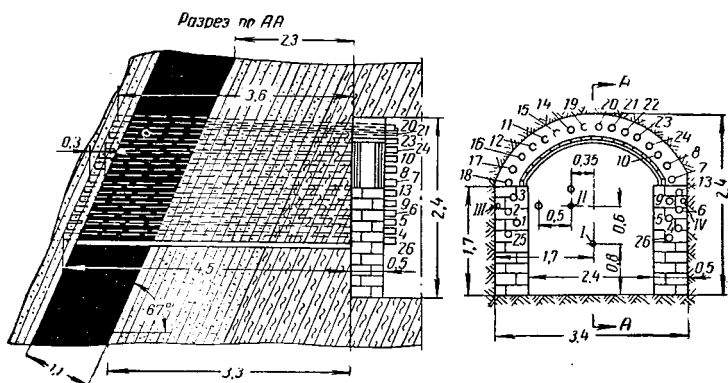


Рис. 25. Металлический каркас в забое квершлага при вскрытии пласта, опасного по внезапным выбросам:

1 — 26 — очередность бурения скважин; I — IV — шпуров для замера давления газа

Внезапные выбросы часто происходят при вскрытии выбросоопасных пластов, поэтому порядок производства вскрытия регламентируется инструкциями Правил безопасности.

Последние требуют, в частности, чтобы при подходе квершлага к опасному пласту за 10 м от него производилась разведка толщи пород двумя шестиметровыми разведочными скважинами.

Сечение вскрывающей выработки должно быть не более 5 м²; вскрытие пласта во всех случаях (за исключением вымывания) производится сотрясательным взрыванием. Перед вскрытием пласта измеряется давление газа в нем, и если оно более 10 ат, принимаются меры к снижению его так, чтобы в 1,5 м за контуром вскрывающей выработки оно было менее 10 ат или менее 40 ат, если вскрытие будет производиться с применением металлического каркаса.

В целях дегазации пласта на участке его вскрытия применяют: надработку его защитным пластом, дренирование при помощи скважин, предварительное увлажнение угольного массива смачивающим раствором под давлением 30—50 ат.

При вскрытии с металлическим каркасом из забоя квершлага через толщу пород через каждые 0,3 м по его периферии пробуриваются скважины диаметром 60—75 мм с таким расчетом, чтобы они пересекали пласт и забуривались в породы на 0,4—0,7 м. В скважины на всю их глубину вводят металлические трубы, под выступающие концы которых возводят каменную или железобетонную арку (рис. 25).

При вскрытии с вымыванием угля из забоя квершлага пробуривают скважину, в которую вставляют монитор. Пласт вымывается на полное сечение квершлага, и вымытая полость запол-

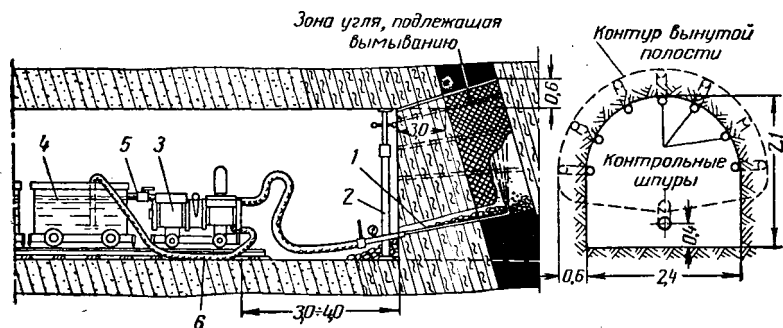


Рис. 26. Вымывание угля при вскрытии пласта, опасного по **внезапным выбросам**:

1 — гидромонитор специальной конструкции; 2 — домкратная распорная стойка; 3 — поршневой насос; 4 — вагонетка с водой; 5 — шланг для подачи сжатого воздуха; 6 — шланг для воды

няется водой. Шпур для взрывания последней заходки не добуриваются до вымытой полости на 0,4—0,5 м.

Взрывание последней заходки производится при давлении газа в пласте не более 10 ат. Схема установки гидромонитора в забое приведена на рис. 26.

К специальным мерам против внезапного выброса приходится прибегать также и в том случае, когда опасный пласт пересекается стволом шахты или гезенком. При отработке и вскрытии угрожаемых по внезапным выбросам пластов применяются те же меры предотвращения возможного выброса, что и на опасных по выбросам пластах.

Мероприятия по борьбе с внезапными выпадениями с попутным газовыделением предусматривают: жесткое крепление нависающих масс угля с применением опережающей крепи в кутках уступов и штреков, установку стоек призабойной крепи вплотную к груди забоя, хорошее проветривание.

Борьба с внезапными выдавливаниями в забоях масс угля осуществляется за счет обеспечения равномерного давления на забой, применения жесткой крепи, примыкаю-

щей к груди забоя, и управления кровлей по возможности полным обрушением.

Разработка пластов, опасных или угрожаемых по внезапным выбросам, осуществляется по специальным обязательно составляемым проектам, предусматривающим проведение всего комплекса мероприятий по обеспечению безопасности работ.

Меры против воспламенения метана

В опасных по газу шахтах должен быть создан такой режим, при котором предотвращалось бы воспламенение метана в случае, если опасные его концентрации по каким-либо причинам все же возникнут.

Это обеспечивается принятием мер: по запрещению открытого огня; по исключению возможности искрообразования или появления раскаленных поверхностей; по обеспечению безопасности применения электричества; по ограничению производства взрывных работ и некоторых других.

В газовых шахтах запрещается пользование огнем, пронос в шахту спичек, зажигалок и т. п. Запрещается применение пламенных ламп, кроме предохранительных бензиновых ламп, разрешенных к применению в качестве индикаторов на метан для шахт I, II и III категории. Стационарное освещение производится взрывобезопасными светильниками.

Сварочные и автогенные работы разрешаются только в выработках со свежей струей при соблюдении определенных условий, особенно строгих для пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа.

Проветривание подготовительных забоев на опасных и угрожаемых по внезапным выбросам угля и газа пластах допускается производить вентиляторами частичного проветривания с пневматическими двигателями, с установкой вентиляторов, как правило, на свежей струе и при условии обеспечения отсутствия искрообразования от удара вращающихся частей о корпус вентилятора.

Запрещается применение электроэнергии на крутых пластах, опасных по выбросам, кроме искробезопасных электрических систем.

Электрооборудование для передвижных установок должно применяться только во взрывобезопасном и искробезопасном исполнении.

Предусматривается отключение тока по шахте в целом или на отдельном участке в случаях: остановки главного или вспомогательного вентилятора или нарушения вентиляции; повышения концентрации метана в выработках выше норм, допускаемых Правилами безопасности; возможности появления в выработке газа при производстве сотрясательного взрывания.

Применение взрывчатых веществ при работе в газовых шахтах стремятся по возможности сократить. В тех же случаях, когда они применяются, требуется соблюдение ряда особых правил, в частности:

запрещаются взрывные работы при содержании метана в забое 1% и более;

взрывание допускается только патронированными предохранительными ВВ, при электрическом взрывании с применением электродетонаторов и взрывных машинок во взрывобезопасном исполнении;

на шахтах III категории и сверхкатегорных взрывные работы ограничиваются и допускаются только с применением предохранительных ВВ в оболочках и других специальных ВВ;

запрещается применение накладных зарядов, взрывание застрявшего угля и породы в скатах;

минимальная глубина шнура допускается 0,65 м, ограничивается минимально допустимая длина забойки, регламентируется порядок заряжания шнура и т. д.

Взрывы и воспламенения метана могут быть и на поверхности в тех случаях, когда могут возникнуть его скопления в закрытых помещениях (например, в бункерах). Поэтому и для этих помещений необходимо соблюдать меры безопасности, обязательные для подземных выработок.

Меры, направленные на локализацию взрыва

На случай, если взрыв метана в шахте все же произойдет, должны быть предусмотрены такие мероприятия, которые позволили бы максимально ограничить размеры аварии и ее последствия.

При выборе и осуществлении определенной системы проветривания следует руководствоваться соображениями ее надежности. В случае взрыва газа не должны быть нарушены вентиляторные установки и устройства и изоляция свежей струи воздуха от исходящей. Вентиляционная система должна сохранить свою управляемость.

Схема вентиляции должна предусматривать возможность максимального ограничения распространения продуктов взрыва по выработкам. Рабочие участки должны быть независимы в вентиляционном отношении. Как правило, каждый очистной забой с прилегающими подготовительными выработками должен проветриваться обособленной струей воздуха. Последовательное проветривание забоев и лав следует по возможности исключать.

Необходимо осуществлять меры борьбы против угольной пыли с целью предотвращения ее участия во взрыве метана или возникновения взрыва угольной пыли.

Должны быть предусмотрены меры по подавлению или изоляции возникшего в результате взрыва газа рудничного пожара.

В целях согласованного и направленного действия горноспасательных частей и персонала шахт по спасению застигнутых аварией в шахте людей должен быть составлен обоснованный план ликвидации аварии.

Шахта должна иметь в хорошем состоянии запасные выходы, аварийные камеры-убежища, подземные склады для хранения необходимых для ликвидации аварии материалов и оборудования.

Рабочие должны быть обеспечены средствами индивидуальной защиты — самоспасателями.

Совершенно обязательным является хорошее знание рабочими и техническим персоналом плана ликвидации аварии, мер по спасению людей и самоспасению.

§ 5. ВОДОРОД, УГЛЕВОДОРОДНЫЕ И ДРУГИЕ ГАЗЫ

Водород (H_2) — газ без цвета, запаха и вкуса. Молекулярный вес 2,016, плотность по отношению к воздуху 0,069. При нормальных условиях 1 л водорода весит 0,09 г. Водород — самый легкий газ, он в 14,3 раза легче воздуха и в 8 раз легче

метана, плохо растворим в воде: в 100 объемах воды при температуре 20° растворяется 1,8 объема H_2 .

Водород слабо сорбируется углем, не ядовит, дыхания не поддерживает, горит и при содержании от 4,1 до 74% (по объему) образует с воздухом взрывчатую смесь.

Взрываемость смесей водорода и воздуха в зависимости от содержания в последнем кислорода показана на диаграмме (рис. 27).

Смесь водорода с воздухом способна взрываться от источника, имеющего температуру $580-600^\circ$.

Реакция соединений водорода с кислородом протекает по уравнению $2H_2 + O_2 = 2H_2O + 136\,800 \text{ кал.}^*$

Развиваемая при взрыве температура достигает 3100° , а скорость распространения взрывной волны 3500 м/сек.

* Это количество тепла выделяется при сгорании двух граммолекул водорода. *Прим. ред.*

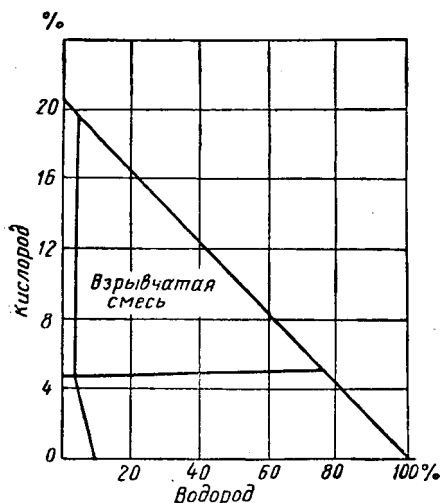


Рис. 27. Пределы взрываемости водорода в зависимости от процентного содержания кислорода в воздухе

Газовая смесь, содержащая выше 74 % водорода, будучи зажженной, горит спокойным, почти бесцветным пламенем при доступе воздуха извне.

В конечных продуктах взрыва водорода, в отличие от взрыва метана, отсутствует окись углерода, вызывающая отравление людей, застигнутых в горных выработках. Скорость горения смеси водорода с воздухом, так же как и метана, зависит от того, находится ли она в состоянии покоя или движения. При возникновении препятствий, нарушающих равномерность движения газов, происходит их перемешивание или резкое изменение скорости, что значительно увеличивает скорость горения и разрушительную силу взрыва.

Водород опаснее метана, так как он взрывается при содержании его в воздухе 4 %, кроме того, температура воспламенения его на 150—200° ниже, чем метана. Присутствие водорода в составе рудничного газа весьма сокращает, а при значительном (до 30 %) количестве его устраняет совершенно «запаздывание» взрыва. Поэтому обычные предохранительные ВВ могут оказаться небезопасными в условиях наличия H_2 . Обычная предохранительная лампа в качестве индикатора на H_2 не пригодна.

Источниками появления водорода в шахтной атмосфере могут быть: выделение его из полезного ископаемого и боковых пород, образование при пожаре, образование при зарядке аккумуляторных батарей.

Наличие водорода в атмосфере устанавливается химическим анализом проб шахтного воздуха.

Углеводородные газы. Кроме метана, в рудничной атмосфере могут встретиться и другие углеводороды.

В табл. 7 приведены данные о некоторых из них.

Таблица 7

Свойства некоторых углеводородов

Углеводороды	Химическая формула	Температура, град			Пределы взрывчатых смесей газов с воздухом, %
		плавления	кипения	воспламенения	
Метан	CH_4	—184	—162	700	5,5—14,5
Этан	C_2H_6	—172	—89	543	3,2—15,0
Пропан	C_3H_8	—187	—42	514	2,4—7,4
Бутан	C_4H_{10}	—135	+1	489	1,5—6,5
Пентан	C_5H_{12}	—130	+36	518	1,45—6,5
Этилен	C_2H_4	—	—	542	3,0—34,0
Ацетилен	C_2H_2	—	—	406	2,5—81,0

Как видно из таблицы, перечисленные углеводороды представляют большую опасность, чем метан. Содержание их в руд-

ничном газе ничтожно, однако количество некоторых из них может резко возрасти при подземных авариях и пожарах от самовозгорания каменного угля.

Приближенно нижний предел взрываемости смеси различных горючих газов [87] находится из формулы

$$L_H = \frac{K}{\gamma}, \quad (10)$$

где K — постоянная величина; для метана $K=2,77$; для гомологов метана $K=3,3$; в среднем для рудничного газа $K=3$;

γ — удельный вес газовой смеси.

Газообразные эманации радиоактивных веществ. При разработке некоторых полезных ископаемых (например, урановых руд) в рудничную атмосферу выделяются продукты распада радиоактивных веществ: радон (Rn), торон (Tn), актион (An). Эти вещества дают радиоактивные излучения, весьма вредные для человека при концентрациях выше допустимых. Работа в условиях таких рудников требует соблюдения определенных мер безопасности, изложенных в соответствующей специальной литературе.

§ 6. НАБОР И ЛАБОРАТОРНЫЙ АНАЛИЗ ПРОБ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

В зависимости от конкретных условий: места набора пробы, свойств газов, которые нужно определить при анализе; от желаемой точности анализов набор проб воздуха производится различными способами.

«Мокрый» способ набора проб газо-воздушной смеси состоит в том, что определенный сосуд (газовая пипетка, бутылка), заполненный водой, опорожняют в месте взятия пробы. Вместо воды сосуд оказывается заполненным набираемой газо-воздушной смесью, после чего он герметически закрывается. Применяемые при наборе проб пипетки (рис. 28) либо имеют краны, либо на концы пипеток надевают резиновые трубки, которые затыкают оплавленными стеклянными пробками. Бутылка после набора пробы закрывается резиновой пробкой и устанавливается горлышком вниз, причем вода, стекающая со стенок бутылки, должна образовать над пробкой слой высотой 10—15 мм. Вода, заливаемая в пипетки и бутылки, должна быть совершенно чистой, в ней не должно быть пузырьков воздуха. Данный способ набора проб является основным и применяется, когда нужно определить содержание в воздухе кислорода, метана, окиси углерода, водорода и, если не требуется высокой точности анализа, углекислоты. «Мокрый» способ неприменим, когда требуется определить содержание газов, имеющих высокую раство-

римость в воде: сернистого газа, сероводорода, окислов азота.

Метод набора проб продуванием состоит в том, что при помощи насоса или аспиратора через пустую пипетку протягивается исследуемый воздух в таком количестве, чтобы весь находившийся в пипетке атмосферный воздух мог быть заменен исследуемым (обычно протягивается 10-кратный объем сосуда). Метод удобен для набора проб из шпуров, щелей и других малодоступных точек.

Вакуумный метод набора предусматривает применение для набора проб пипеток, воздух из которых предварительно откачан. В месте набора пробы вакуумированный сосуд открывают, набирая таким образом пробу, и закрывают вновь. Метод применим для набора проб сернистого газа, сероводорода, окислов азота.

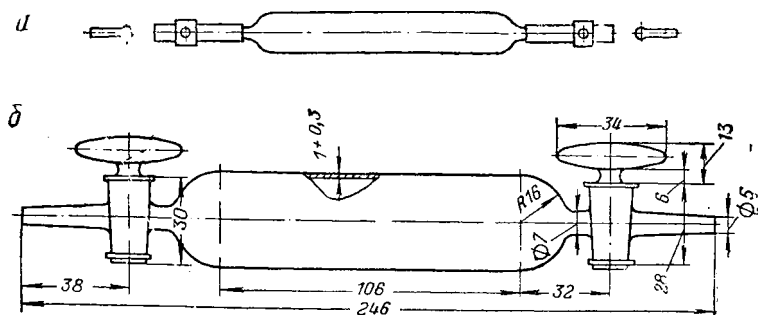


Рис. 28. Газовые пипетки:

а — без кранов с резиновыми трубками; б — с кранами

Набор воздуха в резиновые камеры, применяемый главным образом для набора проб на СО, состоит в том, что свернутая камера накачивается насосом в месте взятия пробы.

Набор проб методом химического поглощения рекомендуется для определения содержания в воздухе сероводорода, сернистого газа и др. При этом методе набор проб осуществляется в сосуды, содержащие раствор реактива, способного поглощать определяемый газ. В выработке, где необходимо набрать пробу, через раствор протягивают точно отмеренный объем воздуха с определенной скоростью. Затем поглотительный раствор доставляется для анализа в химическую лабораторию.

При вакуумном методе и методе химического поглощения фиксируют температуру и давление воздуха в момент набора проб.

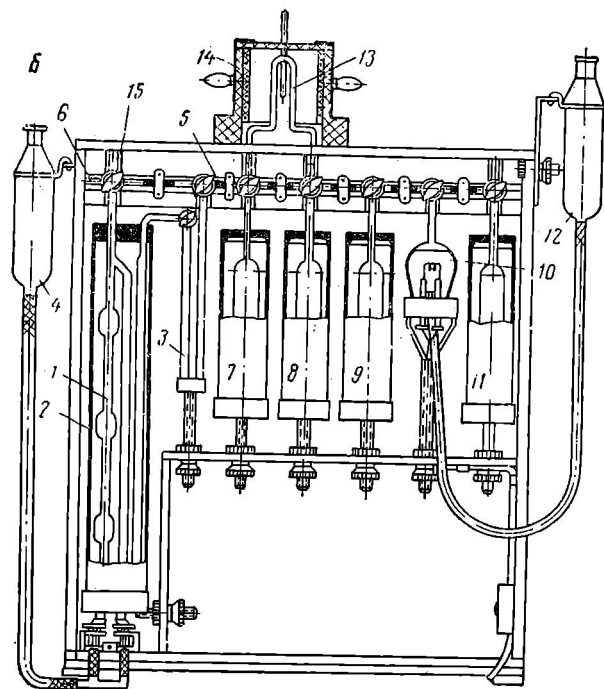
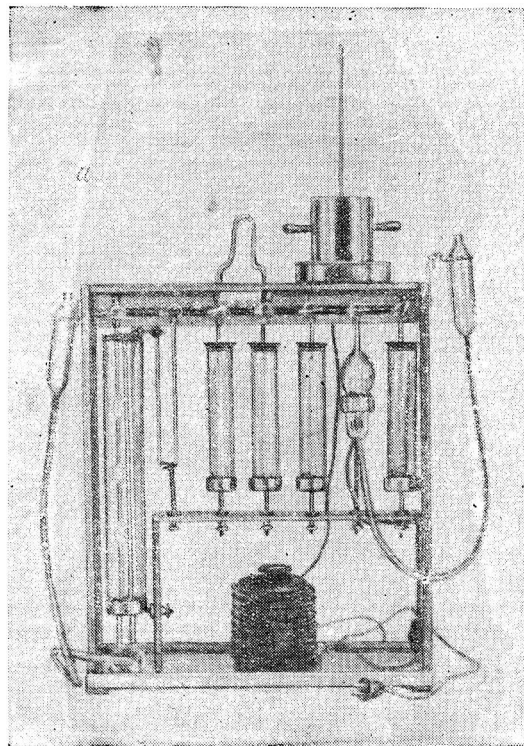


Рис. 29. Общий вид (а) и схема устройства (б) аппарата ВГСЧ

При отборе проб следует соблюдать определенные правила. Во избежание попадания в пробы выдыхаемого воздуха наборщик должен становиться лицом против струи воздуха и держать сосуд, в который набирается проба, на расстоянии вытянутой руки перед собой. Если берется средняя проба по сечению выработки, то наборщик должен, открывая сосуд, водить им зигзагообразно от кровли к почве и обратно, постепенно передвигаясь по всему сечению выработки. В стволах зигзаг делается в плоскости, перпендикулярной струе. В случаях, когда требуется определить максимальное содержание в воздухе метана или углекислоты, набор пробы производится соответственно у кровли или у почвы выработки.

Лабораторный анализ проб рудничного воздуха выполняется различными методами, на различных приборах. В качестве примера на рис. 29 приведен аппарат ВГСЧ-2, предназначенный для анализа газовых смесей, в которые могут входить кислород, углекислота, метан, окись углерода, водород, углеводороды. Анализ газов на аппарате ВГСЧ-2 основан на газообъемном методе, сущность которого состоит в том, что из точно отмеренного объема газовой смеси удаляются один за другим составляющие ее компоненты и измеряется происходящее при этом изменение объема.

Прибор (см. рис. 29) имеет: бюретку 1 для измерения объема и засасывания пробы; цилиндр-термостат 2, заполненный водой; компенсационный манометр 3 для приведения объема газа к первоначальным условиям; напорный сосуд 4, заполненный вместе с резиновой трубкой и нижней частью бюретки ртутью и служащий для засасывания и перемещения газа внутри прибора; гребенки 5 — трубки с кранами и отводами, сообщающими систему с атмосферой (трубки 6, 15) или с поглотительными сосудами; поглотительный сосуд 7, заполняемый серноукислотным раствором двуххромовокислого калия для поглощения непредельных углеводородов (C_nH_m); поглотительный сосуд 8, заполненный подкисленной водой и служащий приемником газов в процессе выполнения анализа; поглотительный сосуд 9 с 25%-ным раствором едкого калия (КОН) для поглощения углекислого газа; поглотительный сосуд 11 со щелочным раствором пирогаллола для поглощения из пробы кислорода; грушу 10 со спиралью для сжигания метана и напорным сосудом 12; петлю 13, наполненную окислителем (CuO) и служащую для сжигания водорода и окиси углерода; съемную электропечь 14, применяемую для нагревания петли 13; трансформатор ЛАТР-2 для понижения напряжения сети.

Переводя пробу из измерительной бюретки в патрон с определенным реактивом, отбирают из нее определенный компонент газовой смеси и, вновь возвращая пробу в измерительную бюретку, замеряют происшедшее при этом уменьшение объема пробы.

В первую очередь поглощают углекислый газ, затем непредельные углеводороды и, наконец, кислород. После сжигают водород и окись углерода, затем метан.

Прибор ВГСЧ-2 распространен в практике горноспасательных частей.

В практике других химических лабораторий еще используют прибор ВТИ-2 — более совершенный, но в принципе сходный с прибором ВГСЧ-2.

Различных методов и принципов определения содержания в воздухе отдельных газов довольно много. Детальное рассмотрение их приведено в соответствующих курсах газового анализа [80, 85].

Глава II

РУДНИЧНАЯ ПЫЛЬ

§ 7. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Рудничная пыль — это совокупность дисперсных минеральных частиц размером от 1 мм до долей микрона в поперечнике, поступающих в рудничные выработки в процессе горных работ.

Взвешенная в воздухе пыль образует с ним дисперсную систему — пылевой аэрозоль; осевшая пыль представляет собой пылевой аэрогель.

По степени дисперсности различают три категории пыли:

1) пыль с частицами размером больше 10 м, которые оседают в неподвижном воздухе с возрастающей скоростью;

2) пыль с частицами от 10 до 0,1 м, оседающими в неподвижном воздухе с постоянной скоростью по закону Стокса, выраженному формулой

$$v = \frac{2}{9} r^2 \frac{\rho - \rho_1}{\eta} g, \quad (11)$$

где r — средний радиус частицы, см;

ρ — плотность частицы, г · сек²/см⁴;

ρ_1 — плотность воздуха, г · сек²/см⁴;

η — вязкость неподвижного воздуха; при $t = 21^\circ$

$$\eta = 1,84 \cdot 10^{-4}, \text{ пуаз (пз);}$$

g — ускорение силы тяжести, равное 9,81 см/сек²;

3) пыль с частицами размером менее 0,1 м, которые не оседают даже в неподвижном воздухе.

Для шахтных выработок характерно наличие движения воздуха в них.

В этих условиях, как показывают исследования, пылинки размером 2—3 м почти не оседают и разносятся вентиляционной струей на значительные расстояния, если при своем движении не прилипнут к какой-либо поверхности.

Способность пыли оставаться во взвешенном состоянии зависит от ряда факторов: тонкости пыли, плотности и формы частиц, от влажности, температуры и скорости движения воздуха и некоторых других. Способность осевшей пыли переходить вновь во взвешенное состояние также зависит от многих факторов; она различна для разных пылей.

Особое значение при определении степени опасности пыли и разработке мер ее подавления имеет ее физико-химическая и минералогическая характеристика.

При тонком диспергировании вещества (угля, руды, породы) существенно меняются его физико-химические свойства. Изменяются условия течения химических реакций, процессов адсорбции, флокуляции (слипания), смачиваемости. Происходит электризация частиц, появляется способность частиц к оседанию на более холодных поверхностях (термическая преципитация) и т. д.

Так, негорючие в больших кусках колчеданные руды дают при измельчении взрывчатую пыль. В еще большей степени это относится к каменному углю. Адсорбция пылинками воздуха препятствует их флокуляции и замедляет процесс смачивания пылинок. Электростатическая зарядность частиц, происходящая путем адсорбции ионов из газа или вследствие трения пылинок о твердую поверхность, при разноименных зарядах пылинок способствует их флокуляции, а при одинаковых — оседанию на стенки выработок вследствие взаимного отталкивания пылевых частиц. Чем меньше радиус пылинки, тем труднее поддается она смачиванию. Минералогический состав пыли обычно отличается от минералогического состава разрушаемых пород.

Пыли различного минералогического состава создают качественно различную загрязненность рудничной атмосферы.

Наличие пыли в рудничном воздухе, даже если она не ядовита, нежелательно в двух отношениях:

- 1) рудничная пыль вредна для здоровья и
- 2) пыль некоторых веществ, например каменного угля, может образовывать с воздухом взрывчатую смесь.

Профессиональную вредность представляют пыли с диаметром частиц менее 10μ и особенно менее 2μ , участие во взрыве принимают пылевые частицы размером до 1000μ (1 мм) в поперечнике.

В горных работах пыль образуется при производственных процессах, связанных с разрушением горных пород и их транспортировкой. Приблизительно можно считать, что при сухом бурении в рудных шахтах имеет место следующее распределение количества образующейся пыли в зависимости от источников пылеобразования: буровые работы дают 80—85% общего количества взвешенной в воздухе пыли; взрывные работы — 10—15% и прочие источники — 5—10%; при мокром бурении буро-

вые работы дают 40—50% общего количества пыли, взрывные работы — 35—45% и прочие источники — 10—20%.

В угольных шахтах 55—65% из общего количества пыли образуется при работе врубовых машин и комбайнов, 15—20% при отбойке и навалке угля на конвейер, 15—20% при транспортировке ископаемого.

Конечно, для разных шахт или участков доли отдельных пылеобразующих процессов будут разными.

Для характеристики пылеобразования при различных производственных процессах применяют следующие показатели:

1) удельный выход пыли — количество пыли, поступающей в воздух на единицу веса отбитой или погруженной массы ($г/т$);

2) интенсивность пылеобразования — количество пыли, поступающей в воздух в единицу времени при данном процессе ($г/мин$);

3) запыленность воздуха — концентрация пыли в воздухе ($мг/м^3$).

Примерное представление о балансе пылеобразования по участку угольной шахты (включая очистные и подготовительные работы) дает табл. 8.

Таблица 8

Баланс пылеобразования по участку

Наименование процессов	Выход пыли	
	$г/т$	%
Отбойка и погрузка угля комбайном „Донбасс“	500—700	96,50—96,16
Доставка угля скребковым конвейером и погрузка в вагонетки	15—25	2,84—3,40
Взрывные работы в забое штрека	3	0,60—0,40
Бурение шпуров в забое штрека (при 0,15 шпурометра на 1 т угля и удельном выходе пыли 2 г/м шнура)	0,3	0,06—0,04
Всего	518,3—728,3	100

При ведении проходческих работ по породе большое значение имеет пылеобразование при бурении. На 1 $м^3$ породы образуется до 20 г пыли. Значительное количество пыли дают взрывные работы.

Запыленность воздуха в зависимости от характера производственного процесса и мер предотвращения пылеобразования может составлять от нескольких миллиграммов до нескольких граммов на 1 $м^3$ воздуха.

Так, при отсутствии мероприятий по борьбе с пылью запыленность воздуха в забоях достигает: после взрывных работ 1000—1600 мг/м³; при механической погрузке руды и породы 60 мг/м³ и более; при работе угольных комбайнов 50 000—70 000 мг/м³; у врубовых машин и проходческих комбайнов 25 000—30 000 мг/м³; у сбоечно-буровых машин и при пересыпании угля с полков уступов в лавах крутых пластов 15 000—20 000 мг/м³; у погрузочной машины 3000—5000 мг/м³; в местах погрузки угля 1500—30 000 мг/м³; у пунктов разгрузки вагонеток 2000—50 000 мг/м³.

При проведении полного комплекса мер борьбы против пыли удается снизить запыленность воздуха до норм, допускаемых Правилами безопасности.

Образующаяся при производственных процессах пыль неоднородна по крупности.

По данным П. И. Мустеля [58], анализ буровой муки, взятой на апатитовом руднике, показал, что количество пыли размером менее 10 μ составляет в среднем 6,4% к общему весу буровой муки.

Неоднородна по крупности и взвешенная в воздухе пыль.

Проведенные канд. техн. наук П. Н. Торским и др. [92] на ряде шахт восточного Донбасса исследования по определению дисперсного состава взвешенной угольной пыли в лавах дали следующие средние результаты (табл. 9).

Таблица 9

Дисперсный состав взвешенной угольной пыли в лавах Донбасса

Размеры пылевых частиц, μ	Число частиц каждой фракции по крупности (в процентах от их общего числа) при скорости воздушной струи, м/сек	
	1,5	2,5
Менее 1	60—70	55—60
1—2	25—30	25—35
2—5	5—10	8—12
Более 5	1—3	3—5

Для количественной оценки степени дисперсности пыли одним показателем пользуются средним диаметром пыли D , который вычисляют по числу частиц по формуле

$$D = \frac{N_1 d_1 + N_2 d_2 + \dots + N_m d_m}{N_1 + N_2 + \dots + N_m}, \quad (12)$$

где N_1, N_2, \dots, N_m — количество частиц в отдельных фракциях;

d_1, d_2, \dots, d_m — средние диаметры частиц в каждой из этих фракций.

Дисперсный состав рудничной пыли зависит от физико-механических свойств горных пород, которые очень часто изменяются даже в пределах одного рудника или одной шахты.

В зависимости от производственных процессов дисперсность пыли, образующейся при выполнении горных работ, неодинакова. Наиболее мелкая породная пыль образуется при бурении шпуров, наиболее крупная — при погрузочных операциях.

Методы определения запыленности рудничного воздуха и дисперсного состава пыли рассмотрены ниже.

§ 8. РУДНИЧНАЯ ПЫЛЬ КАК ПРОФЕССИОНАЛЬНАЯ ВРЕДНОСТЬ

По действию на человеческий организм рудничная пыль делится на две категории: ядовитую пыль (свинцовая, ртутная и т. д.) и неядовитую (пыль угля, песчаника и т. д.) Неядовитая породная и угольная пыль, загрязняя атмосферу, может вызывать легочные заболевания, носящие общее название «пневмокониозы».

Пневмокониоз, вызванный кремнистой пылью (содержащей SiO_2), называют силикозом, а угольной пылью — антракозом (силициум — кремень, антракон — уголь).

Наиболее тяжелым заболеванием является силикоз. Упрощенно процесс заболевания силикозом можно представить следующим образом. Пылевые частицы, преимущественно размером менее 5μ ($0,005\text{ мм}$), проникают вместе с вдыхаемым воздухом в легочные пузырьки — альвеолы и задерживаются на их стенках. Под влиянием тканевых жидкостей SiO_2 переходит в H_2SiO_3 — кремневую кислоту, оказывающую химические воздействия на ткани. Организм человека стремится изолировать попавшие в легкие инородные частицы: пылинки захватываются и поглощаются особыми подвижными клетками — фагоцитами. Но воздействие кремневой кислоты понижает жизнедеятельность фагоцитов, и при значительном количестве пыли фагоциты не справляются с задачей выноса пылинок из организма. Они начинают скопляться в полости альвеол, а также в лимфатических путях легких. Постепенно под воздействием H_2SiO_3 поглотившие пылевые частицы фагоциты видоизменяются и превращаются в волокна соединительной ткани (фиброз). Волокна, наслаиваясь, образуют силикотические узелки размерами до $1\text{—}4\text{ мм}$. Поочередно единичные фиброзные узелки соединяются в группы. Отдельные группы альвеол легкого постепенно замещаются фиброзной тканью. Это отрицательно сказывается на нервной, сосудистой, лимфатической системах легкого. Поражение фиброзной тканью одной части альвеол вызывает необходимость повышения интенсивности работы другой их части, что ведет к ненормальному растяжению альвеол. Нарушение работы легких ведет к нарушениям и в кровообращении, в работе сердца.

В конечном счете человек погибает от декомпенсации сердца или пневмонии. Этот процесс осложняется наличием также ряда других явлений, вызываемых вредным действием H_2SiO_3 на организм человека.

Различают несколько форм силикоза: обыкновенный, быстротекущий, поздний.

Наиболее распространенной является первая форма — обыкновенный силикоз, развивающийся у человека в течение длительного периода (5—10 лет). На первой стадии заболевания человек ощущает боли в груди, легкий сухой кашель, одышку при большом напряжении организма. Силикотические узелки обнаруживаются при рентгеноскопии только в небольшом количестве. Во второй стадии болезненные ощущения усиливаются — при кашле появляется мокрота, одышка возникает уже при небольшом физическом напряжении. Силикотические узелки занимают значительную часть легкого. В третьей стадии все эти явления еще более усиливаются. Рентгеноскопия позволяет установить наличие массивного фиброза в различных частях легкого.

Быстротекущий силикоз имеет те же стадии, что и обыкновенный, но болезнь развивается более активно — в течение 2—3 лет протекают все три стадии.

Поздним называют силикоз, наступающий у человека через некоторое время после того, как он уже оставил работы в опасных по силикозу условиях. Такие случаи не часты и также объясняются действием накопившейся в легких пыли, которая в начальный период болезни успешно подавлялась организмом.

Иногда силикоз, особенно в последней стадии, осложняется туберкулезом, в этом случае болезнь называется силикотуберкулезом.

При заболевании антракозом образование фиброзной ткани в легких происходит менее интенсивно. Поражения легких не бывают такими тяжелыми, как при силикозе. Развивается антракоз значительно медленнее силикоза и обычно у людей, имеющих стаж подземной работы не менее 10 лет.

Различные люди обладают различной восприимчивостью организма к заболеванию пневмокониозом. Важную роль в этом играют также и общие условия жизни человека.

Активных средств лечения силикоза пока нет, и поэтому основная медико-санитарная работа ведется в направлении профилактики силикоза, ранней диагностики и своевременного перевода заболевшего силикозом на работу, не связанную с вдыханием пыли и вредных газов (при выполнении последнего требования развитие болезни в большинстве случаев приостанавливается).

На опасных по силикозу шахтах устанавливается специальный режим: сокращенный рабочий день, профилактические

медицинские осмотры, ультрафиолетовое облучение рабочих в специальных помещениях (фотариях). В некоторых случаях производят для рабочих ингаляцию верхних дыхательных путей маслами с примесью пенициллина, ментола и др.

Первостепенное значение для предотвращения заболевания силикозом имеет проведение инженерно-технических мероприятий, обеспечивающих уменьшение пылеобразования при рабочих процессах и своевременное подавление пыли таким образом, чтобы в местах нахождения рабочих пылесодержание в атмосфере не превышало установленных Правилами безопасности норм.

По санитарным нормам, «...предельно допустимое количество пыли в рудничной атмосфере при содержании свободной двуокиси кремния в породах и полезных ископаемых 10% и выше должно быть не более 2 мг на 1 м³ воздуха. При содержании свободной двуокиси кремния в породах и полезном ископаемом менее 10% запыленность воздуха не должна превышать 10 мг на 1 м³ (§ 702 «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом». Металлургиздат, 1955).

Свободная двуокись кремния встречается в виде минералов кварцевой группы (кварц, халцедон и др.) и входит в состав многих горных пород. Так, свободную двуокись кремния содержат: песчаник 33—76%, песчанистый известняк 15—37%, обыкновенный известняк 0,2—8%.

Результаты анализов по определению содержания свободной двуокиси кремния во взвешенной пыли в породных забоях, проведенные на ряде шахт Карагандинского и Кузнецкого бассейнов, показывают, что в первом случае содержание SiO₂ колеблется от 18,5 до 25%, во втором случае — от 9,2 до 33,9%. На некоторых шахтах Кизеловского бассейна верхний предел содержания свободной двуокиси кремния при буровых работах достигает 80—90%.

Некоторое количество SiO₂ содержится в угольной пыли. Так, в угольной пыли Кизеловского бассейна содержание свободной SiO₂ колеблется от 0,9 до 1,36%, а общей — до 9%.

Наличие SiO₂ в угольной пыли подтверждается и для углей других угольных месторождений.

Среднее содержание SiO₂ в пыли по шахте, крылу или отдельной выработке определяется на основе данных анализа проб пород и проб взвешенной в воздухе пыли, отобранных в забоях и других рабочих местах.

Содержание SiO₂ в пробе устанавливается на основе петрографического анализа пробы под микроскопом или на основе химического анализа пробы, выполняемого по специальной методике (метод МакНИИ и др.).

§ 9. СПОСОБЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАПЫЛЕННОСТИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА¹

На предприятиях горной промышленности регулярно осуществляется контроль за состоянием запыленности рудничного воздуха.

Отбор проб с целью определения запыленности воздуха производится лабораториями в следующих местах:

1) во всех очистных выработках при закладке выработанного пространства пневматическими или метательными машинами и при перепуске закладочного материала;

2) в забоях подготовительных, вспомогательных и нарезных выработок;

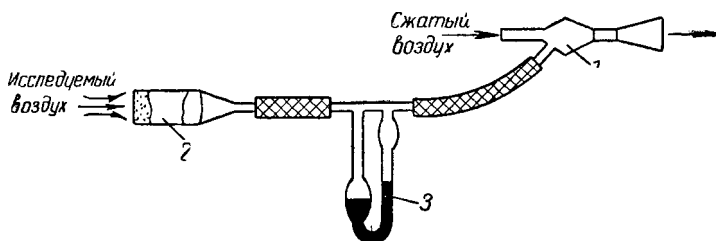


Рис. 30. Схема установки для определения запыленности воздуха весовым методом

3) в откаточных выработках в местах погрузки и разгрузки вагонеток и в перегрузочных пунктах закладочного материала;

4) при последовательном проветривании лав на промежуточных штреках;

5) на обогатительных фабриках в цехах углеподготовки, у дробилок, грохотов и др.

Запыленность воздуха шахт и промышленных помещений определяется двумя способами: весовым и счетным.

При весовом (гравиметрическом) способе запыленность воздуха выражают в весовых единицах — миллиграммах на 1 м^3 воздуха ($\text{мг}/\text{м}^3$); при счетном (кониметрическом) — числом пылинок в единице объема воздуха (обычно в 1 см^3).

За основной в настоящее время принят весовой метод — более простой по технике его выполнения и обеспечивающий относительно точное определение запыленности, хотя и без характеристики дисперсности пыли. Существующие в СССР предельно допустимые нормы пылесодержания в воздухе даются в $\text{мг}/\text{м}^3$.

¹ По отношению к воздуху в технической литературе встречаются два термина: «запыленность воздуха» и «пыльность воздуха», употребляемые в одном и том же смысле.

Счетный способ рекомендуется использовать как дополнение к весовому, а также при исследовательских работах по испытанию контрольной пылевой аппаратуры.

Сущность весового способа определения запыленности воздуха состоит в фильтрации исследуемого воздуха через фильтр с последующим весовым определением количества задержанной фильтром пыли. Зная объем протянутого через фильтр воздуха и осевшей на фильтр пыли, определяют ее концентрацию в 1 м^3 исследуемого воздуха.

Принципиальная схема взятия пробы по этому методу показана на рис. 30.

При помощи эжектора 1 или иного прибора воздух просасывается через пылевую трубку — аллонж 2.

Реометр 3 служит для замера расхода протягиваемого воздуха.

Аллонжи применяют стеклянные с ватными фильтрами (см. рис. 31, а) либо металлические с бумажными фильтрами (см. рис. 31, б).

Обычно аллонж (стеклянный) набивается ватой так, чтобы при протягивании через него воздуха в количестве 20 л/мин потеря напора в аллонже равнялась 100 мм вод. ст. По достижении необходимой плотности набивки аллонж просушивают при температуре 105° (в течение 5—6 час.), доводя его до постоянного веса, а затем охлаждают в эксикаторе.

Бумажный фильтр вкладывается в металлический аллонж. Бумажный фильтр доводится до постоянного веса путем сушки при температуре $100\text{—}105^\circ$ в течение 2 час. и затем охлаждается в эксикаторе.

Количество воздуха, протягиваемого через фильтр, берется таким, чтобы навеска пыли была не менее 6 мг.

Для вычисления запыленности воздуха фильтр с пылью в лаборатории вновь доводится до постоянного веса просушкой при температуре $100\text{—}105^\circ$ с последующим охлаждением в эксикаторе.

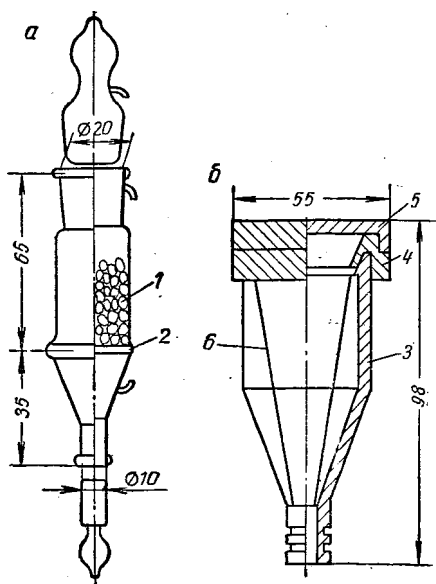


Рис. 31. Аллонжи:

1 — гигроскопическая вата; 2 — сетка; 3 — корпус; 4 — прижимная гайка; 5 — крышка; 6 — беззольный бумажный фильтр

Запыленность воздуха определяется по формуле

$$Q = \frac{(g_{ф.п} - g_{ф}) 100}{v}, \text{ мг/м}^3, \quad (13)$$

где Q — запыленность воздуха, мг/м^3 ;

$g_{ф}$ — вес чистого фильтра, мг ;

$g_{ф.п}$ — вес фильтра с пылью, мг ;

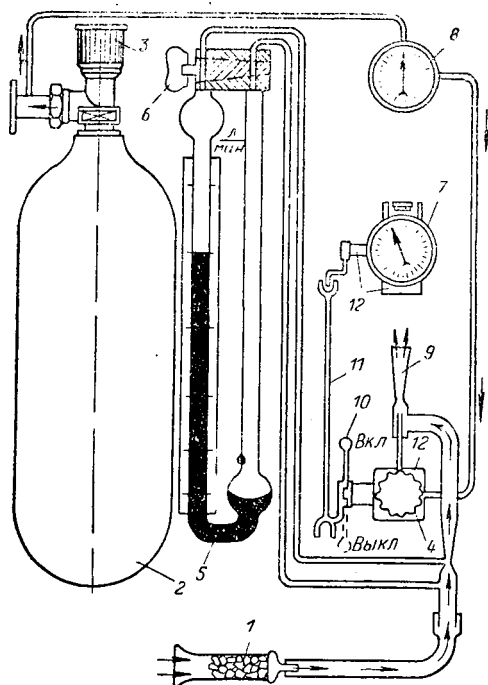
$v = at$ — объем протянутого через фильтр воздуха, л ;

a — расход воздуха через фильтр (по реометру), л/мин ;

t — продолжительность отбора пробы, мин .

По описанному принципу работает рудничный эжекторный аспиратор АЭР-1 (рис. 32).

В этом приборе воздух просасывается через аллонж с определенной скоростью при помощи эжектора, приводимого в действие сжатым воздухом из стального баллона.



Прибор состоит из футляра (на рис. 32 аспиратор АЭР-1 показан без футляра); стального баллона 2 с запорным вентилем 3; редуктора 4, подающего сжатый воздух к эжектору; водяного реометра 5 с краном 6; секундомера 7; манометра 8; эжектора 9; механизма включения 10; тяги 11 и приспособления 12 для включения секундомера.

На месте взятия пробы пыли аспиратор устанавливается вертикально вентилем баллона вверх, аллонж 1 во время набора проб устанавливается против движения воздуш-

Рис. 32. Схема эжекторного аспиратора АЭР-1

ной струи. После включения прибора (рычаг включения переводится в верхнее положение) автоматически включается секундомер 7.

Продолжительность отбора пробы устанавливается в зависимости от степени запыленности исследуемого воздуха.

Достоинствами аспиратора АЭР-1 являются компактность, удобство в обращении и надежность в работе.

Однако работа прибора в шахтных условиях осложняется наличием водяного реометра, и кроме того, аспиратором АЭР-1 неудобно пользоваться в лавах на тонких пластах (0,45—0,5 м) из-за относительно большой высоты прибора в рабочем положении.

Эти недостатки устранены в приборе АЭР-4 (рис. 33), сконструированном работниками ЦНИЛ ВГСЧ.

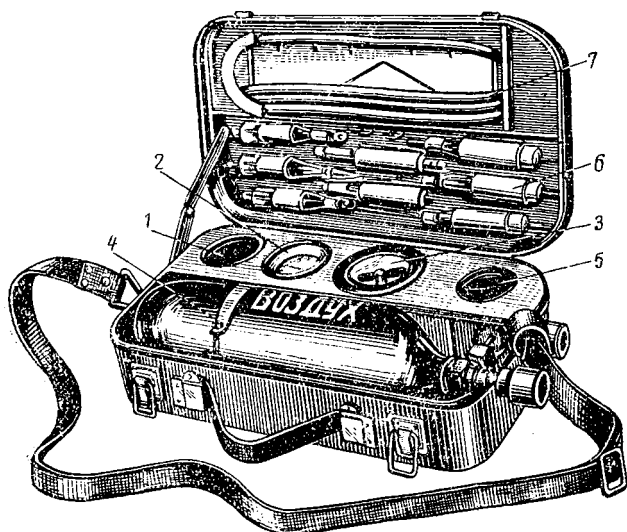


Рис. 33. Общий вид эжекторного аспиратора АЭР-4:
1 — литромер; 2 — секундомер; 3 — пусковой кран; 4 — баллон с запорным вентилем; 5 — манометр; 6 — аллонжи; 7 — резиновый шланг

Принципиальным отличием аппарата АЭР-4 от АЭР-1 является наличие в нем вместо водяного реометра сухого литромера флажкового типа, что повлекло за собой и некоторые другие конструктивные изменения в аппарате.

Пределы показаний шкалы литромера в приборе АЭР-4 — от 0 до 35 л/мин.

Для определения запыленности воздуха в шахтах, имеющих магистраль сжатого воздуха, применяется рудничный эжекторный аспиратор АЭР-5, разработанный на базе прибора АЭР-4.

При счетном способе определения запыленности воздуха отбор проб пыли производится приборами, позволяющими получать препараты для микроскопического исследования.

Простейшие приборы для осаждения пыли используют обычно один из двух принципов:

1. Через тонкую щель или отверстие с большой скоростью протягивается определенное количество воздуха. На пути движения струи ставится стекло, смазанное специальным составом,

на которое налипают пылинки из протягиваемого воздуха, образуя на стекле пылевую дорожку (счетчики ударного действия, например СН-2).

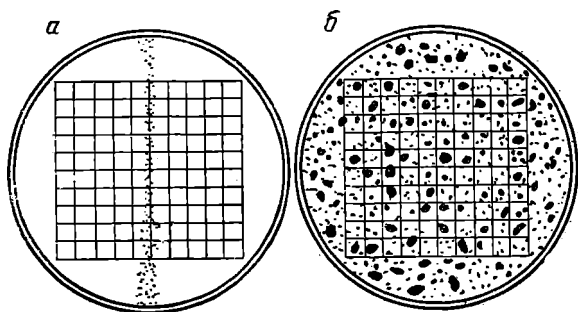


Рис. 34. Вид пылевой пробы под микроскопом:
а — при малом увеличении (видна пылевая дорожка); б — при
большом увеличении

2. Определенный объем запыленного воздуха помещается в замкнутом пространстве, что создает возможность спокойного оседания пыли на помещаемое в прибор стекло, смазанное специальным составом (счетчики оседающей пыли, например Грина).

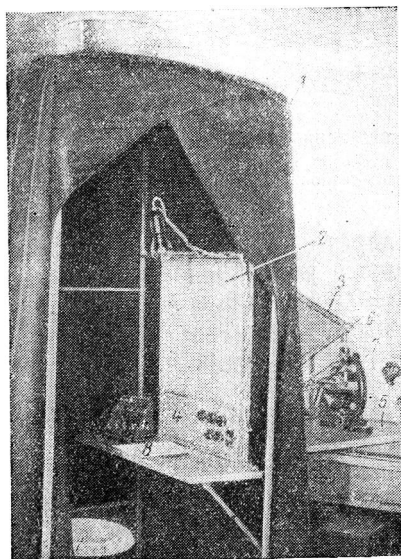


Рис. 35. Внутренний вид кабины
МСАН-2 НИГРИЗолото:

1 — кабина; 2 — экран; 3 — корпус экрана;
4 — щит дистанционного управления микро-
скопом; 5 — основание корпуса экрана; 6 —
микропроектор; 7 — микроскоп; 8 — счетчик

Получаемая на стекле пылевая проба (рис. 34) помещается в лаборатории под микроскоп (М-9, МИН-2, МИБ-3) с сетчатым окуляр-микромером. Подсчет пылинок в пробе и определение их размеров производится по специальной методике.

Вместо подсчета пылинок непосредственно под микроскопом можно производить подсчет пылинок и определение их размеров при помощи микропроекционно-счетного аппарата МСАН-2 НИГРИЗолото, позволяющего проектировать видимое в микроскопе изображение на экран (рис. 35).

Имеется довольно много различных конструкций счетчиков пыли.

Счетчик СН-2 (рис. 36). Ос-

новными частями счетчика являются: цилиндр 1, кассета 2, поршень 3, резиновый амортизатор 4, пружина 5, заводной винт 6, сбрасыватель 7, шток 8, маховичок 9, указатель объема воздуха 10.

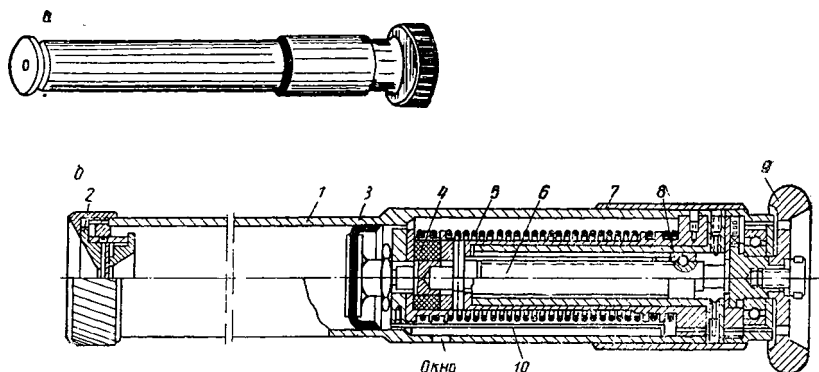


Рис. 36. Счетчик пыли СН-2: а — общий вид; б — разрез

При заводе маховичком 9 поршень 3 перемещается в сторону кассеты 2, пружина 5 растягивается. При повороте сбрасывателя 7 пружина освобождается и, сокращаясь, увлекает поршень, засасывая через щель кассеты воздух. В кассете помещено покровное стекло, смазанное 2%-ным раствором пихтового бальзама в ксилоле, на которое налипают содержащаяся в протягиваемом воздухе пыль. Определение числа частиц пыли производится под микроскопом. Счетчик позволяет протягивать до 100 см³ воздуха. Отсчет засосанного объема производится по шкале 10. Вместо кассеты на конце цилиндра можно навернуть «паук» — крышку, позволяющую присоединить к счетчику две, три, четыре кассеты одновременно.

Счетчики ТВК-3, ОУЭНСА № 1

конструктивно отличаются от СН-2, но основаны на том же принципе улавливания на покровное стекло пыли из протягиваемого через прибор определенного количества воздуха.

Счетчик оседающей пыли Грина (рис. 37) состоит из цилиндра высотой 5 см и диаметром 3,6 см. Цилиндр сверху покрывается крышкой и устанавливается на подставку, на которой имеется углубление для покровного стекла. При отборе проб цилиндр, открытый сверху и снизу, поднимают и опускают несколько раз в воздухе, после чего устанавливают на подставку

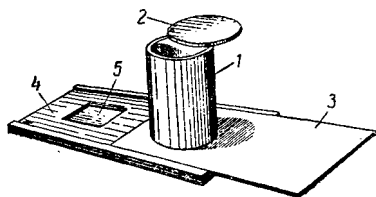


Рис. 37. Счетчик оседающей пыли Грина:

1 — цилиндр; 2 — крышка; 3 — основание; 4 — подставка; 5 — углубление для стекла

над стеклом и закрывают крышкой. Внутри цилиндра создаются условия спокойного оседания пыли на стекло, смазанное раствором пихтового бальзама в ксилоле. Подсчет пылевых частиц производится под микроскопом.

Счетчик ОУЭНСА № 2 основан на том же принципе, что и седиментатор Грина.

Кроме перечисленных, имеются более сложные приборы, основанные на использовании некоторых физических явлений. К ним относятся приборы ВДК, ЭКТМ, термические преципитаторы и др.

Прибор ВДК позволяет определять число пылинок в единице объема воздуха методом поточной ультрамикроскопии. Запыленный воздух, медленно движущийся по специальному каналу, освещается сбоку тонким лучом света. При прохождении пылинки через освещенную зону происходит вспышка, которая наблюдается через микроскоп. По количеству вспышек и объему прошедшего за данный отрезок времени воздуха можно определить число пылинок в 1 см^3 воздуха. Прибор позволяет считать пылинки размером в поперечнике от $0,02 \mu$ и выше.

Разделение пылинок по фракциям достигается в этом приборе путем изменения освещенности счетного поля, так как разной освещенности соответствует свой нижний предел размера пылинок, дающих видимую вспышку. Анализ пробы воздуха занимает около 15 мин.

Прибор ЭКТМ основан на способности пылевых частиц электризоваться при быстром движении их в пыльном потоке и возможности регистрации импульсов, получаемых приемным устройством при ударе о него движущихся пылевых частиц.

В **термическом преципитаторе** осаждение пыли происходит в узком канале, в центре которого находится нагреваемая проволока. Вокруг проволоки вследствие тепловой диффузии образуется обеспыленное пространство, а пыль осаждается на холодных стенках канала, на покровных стеклах.

Приборы ВДК, ЭКТМ и термопреципитаторы довольно сложны по устройству и широкого распространения пока не получили.

Пылемер ФПГ-6 (рис. 38) представляет собой прибор переносного типа, предназначенный для контроля за содержанием угольной пыли в шахтном воздухе с целью предупреждения образования взрывчатых концентраций пыли, а также для проверки эффективности различных методов борьбы с пылеобразованием при работе механизмов.

Прибор основан на принципе измерения ослабления параллельного пучка красных световых лучей, проходящих через слой запыленного воздуха, при помощи сернистосеребряного фотоэлемента и микроамперметра.

В нижней алюминиевой коробке прибора вмонтированы: конденсатор 5 со светофильтром 6, реостат 2, выключатель 3, лампочка 4 и сухие элементы 1. В верхней коробке помещены фотоэлемент 7 и микроамперметр 8. Верхняя и нижняя коробки разобщаются между собой металлическим цилиндром с прорезанными окнами, через которые при замере свободно проходит струя запыленного воздуха. Шкала микроамперметра отградуирована в граммах угольной пыли на 1 м^3 воздуха.

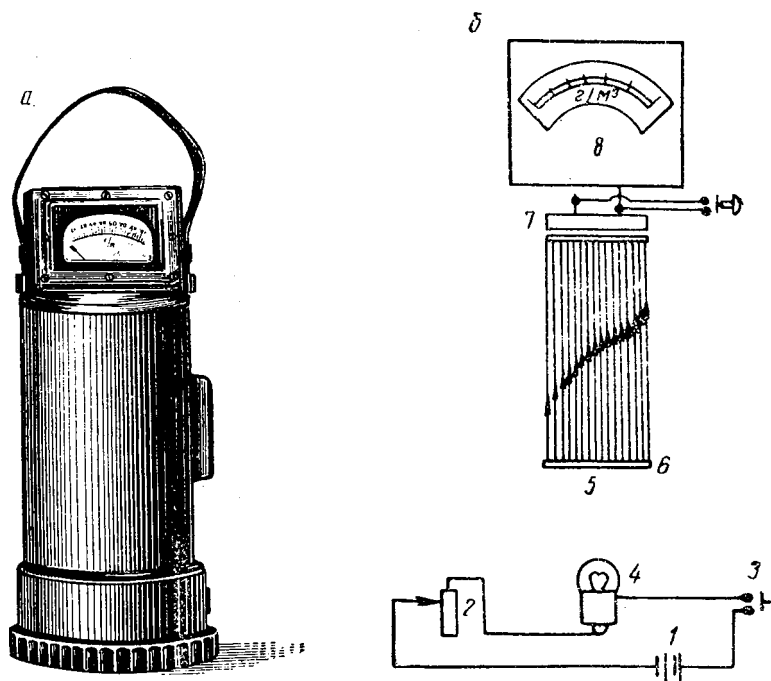


Рис. 38. Пылемер ФПГ-6:

а — общий вид; б — принципиальная схема устройства

Обычно при замерах делают несколько отсчетов в данной точке и определяют среднюю запыленность. Прибор рассчитан на производство до 500 замеров одной парой сухих элементов.

Точность измерения прибором при концентрациях угольной пыли от 1 до $10 \text{ г/м}^3 \pm 1 \text{ г/м}^3$, свыше $10 \text{ г/м}^3 \pm 3 \text{ г/м}^3$, предел измерения от 1 до 80 г/м^3 , габариты прибора $140 \times 324 \text{ мм}$, вес прибора с упаковкой 4,74 кг, прибор взрывобезопасен.

На том же принципе, что и ФПГ-6, основан пылемер ИПМ-1, имеющий точность измерения $\pm 50 \text{ мг/м}^3$ при двух пределах измерения: 0—15 000 и 0—1500 мг/м^3 . Размеры прибора $200 \times 120 \times 100 \text{ мм}$, вес 2,5 кг, прибор взрывобезопасен.

§ 10. ВЗРЫВЧАТЫЕ СВОЙСТВА ПЫЛИ

Угольная и сульфидная пыль при некоторых условиях могут образовывать с воздухом взрывчатую смесь. Весьма серьезные катастрофы, имевшие место в угольных шахтах, вызывались взрывами одной угольной пыли или угольной пыли совместно с метаном.

Взрывчатость угольной пыли зависит в основном от следующих факторов.

1. Содержание в пыли летучих веществ. Опытами установлено, что пыль углей, содержащих менее 10% летучих веществ, отнесенных к безводной и беззольной массе (угли тощие и антрациты), практически невзрывчата, при содержании летучих 10—15% — слабовзрывчата, при содержании летучих свыше 15% — взрывчата. Наиболее легко взрывается пыль углей, содержащих от 17 до 32% летучих веществ (в частности, пыль углей жирных и газовых).

Как показали исследования МакНИИ [51], взрывчатость угольной пыли зависит также и от состава летучих — с увеличением выхода жидкой фазы летучих взрывчатость пыли возрастает. Окисленность пыли понижает ее взрывчатость.

2. Зольность пыли. С возрастанием зольности взрывчатые свойства пыли уменьшаются. При содержании в пыли 40% золы пыль перестает быть взрывчатой.

3. Влажность пыли. Чем больше влаги содержится в пыли, тем она менее взрывчата. Пыль перестает взрываться при отношении $T:Ж = 1:1$.

4. Тонкость пыли. Наиболее опасны в отношении взрыва те пылинки, которые имеют размер примерно 75μ , однако, если взрыв уже возник, то участие в нем могут принять и крупные пылинки размером $0,75—1\text{ мм}$.

Тонкодисперсная пыль размером 10μ и менее обладает пониженной способностью взрываться, что объясняется быстрым окислением очень мелких пылинок (теряющих при этом свои горючие свойства) и склонностью тонкой пыли к коагуляции и образованию хлопьев.

Согласно Правилам безопасности, угли всех пластов, содержащие 10% и более летучих веществ, отнесенных к безводной и беззольной массе, подлежат обязательным лабораторным испытаниям на взрывчатость пыли. Те пласты, взрывчатость пыли которых установлена лабораторным испытанием, относятся к опасным по пыли.

Методика определения взрывчатости угольной пыли изложена в специальной инструкции к Правилам безопасности. Схема установки для испытания пыли на взрывчатость показана на рис. 39. Прибор состоит из кварцевой трубки 1 с зажигательным устройством, распылителя пыли 2, термпары с гальванометром 3, вытяжного устройства 4. Определение взрывчатости

производят следующим образом. В стеклянную трубочку диаметром 8—10 мм и длиной 150 мм насыпают 1 г пыли, предварительно измельченной до прохождения ее полностью через сито № 0075 и просушенной в течение 2 час. при температуре 102°. Стеклянную трубочку с навеской помещают в отверстие распылителя. Помещенную в кварцевой трубке спираль (зажигательное устройство) нагревают до 1100°, и нажатием кнопки производят вдувание навески в кварцевую трубку. Если при этом пыль воспламеняется, измеряют длину (в сантиметрах) пламени в обе стороны от спирали. Если при пяти испытаниях пыль не воспламенилась ни одного раза, она признается не взрывчатой.

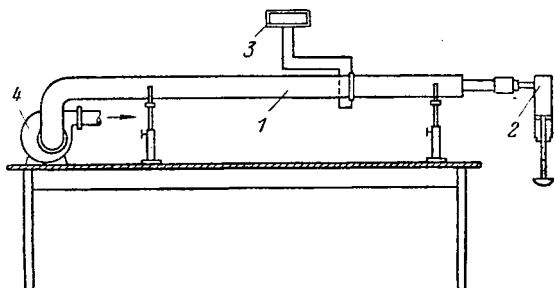


Рис. 39. Схема установки для испытания угольной пыли на взрывчатость

Кроме описанного, есть и другие способы определения взрывчатости пыли (например, по величине давления в замкнутом сосуде при взрыве пыли).

Отбор проб пыли для испытания на взрывчатость производят, как правило, непосредственно из забоя, но можно брать пробы и из вагонеток.

Для взрывчатых пылей существуют пределы взрывчатых концентраций. Так, для угольной пыли нижним пределом является концентрация, равная 18—34 г/м³, верхним — 2000 г/м³. Максимальной силы взрыв происходит при количестве отложившейся в выработке пыли, равном 300—400 г/м³ выработки. Учитывая, что теоретически в 1 м³ воздуха может сгореть в СО₂ только 112 г углерода, считаю, что во взрыве участвует не вся горючая масса угля, а часть ее, что подтверждается исследованиями. Температура воспламенения пыли 750—800°.

Возможность возникновения взрыва в выработке определяется конкретными условиями: запыленностью выработки, наличием или отсутствием газа, распределением пыли по выработке, шероховатостью, постоянством сечения и направления выработки, характером и мощностью источника воспламенения.

Очевидно, что чем больше запыленность выработки, чем легче осевшая пыль может быть поднята в воздух, чем мощнее вос-

пламенитель (особенно, если это взрыв газа, который способен привести осевшую пыль во взвешенное состояние), тем больше при прочих равных условиях вероятность взрыва пыли. Опасной считается общая запыленность выработки свыше 70 г/м^3 .

Наличие метана в атмосфере выработки понижает нижний предел взрываемости пыли в ней теоретически на 12 г/м^3 на каждый процент содержания газа.

Причинами взрыва угольной пыли могут быть открытое пламя, взрыв рудничного газа, взрывные работы, электрические искры.

При воспламенении пылевого облака взрыв протекает с разной интенсивностью. Иногда происходит только взрывообразное горение пыли с относительно медленным распространением пламени, но горение легко переходит во взрыв при наличии препятствий, изгибов и поворотов выработки на пути распространения пламени.

Скорость распространения пламени взрыва и давление возрастают по мере удаления от очага взрыва. При взрыве угольной пыли, так же как и при взрыве метана, имеют место: прямой удар — вследствие расширения газов под влиянием высокой температуры и обратный удар, возникающий вследствие разряжения при охлаждении продуктов взрыва. Угольная пыль, негоревшая при взрыве, дает корки на крепи, боках и кровле выработок.

Считают, что корки образуются с «наветренной» стороны при значительной скорости взрыва, с «подветренной» — при очень большой его скорости и с обеих сторон — при медленном распространении взрыва.

Особенностью взрыва угольной пыли является образование значительно больших количеств СО, чем при взрыве метана.

Сульфидная пыль взрывается при плотности пылевого облака $250—1500 \text{ г/м}^3$ и при дисперсности пыли $0,1 \text{ мм}$ и мельче. Температура воспламенения сульфидной пыли $435—450^\circ$. Серная пыль воспламеняется (взрывается) при $275—340^\circ$. Согласно Единым правилам безопасности для рудных шахт, опасными по взрыву пыли являются шахты, разрабатывающие руды с содержанием серы более 12% . При этом при содержании серы в руде от 12 до 18% шахты относятся к I, а при содержании $>18\%$ к II группе шахт, опасных по пыли.

Причинами воспламенения сульфидной и серной пыли могут быть взрывные работы, открытый огонь, искрение приемников электрической энергии и т. д.

При взрыве пыли образуется сернистый газ и сероводород, которые могут быть причиной отравления работающих в шахте.

Взрыв серной или сульфидной пыли, как и взрыв угольной пыли, может быть причиной рудничного пожара.

§ 11. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ЗАПЫЛЕННОСТИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

В настоящее время для борьбы с запыленностью в подземных выработках применяются следующие основные мероприятия:

1) снижение или устранение пылеобразования при выполнении основных процессов, связанных с выемкой и транспортировкой полезных ископаемых или пустой породы;

2) вынос витающей пыли из горных выработок вентиляционной струей;

3) подавление или улавливание пыли различными способами и средствами.

Кроме того, одним из рациональных методов борьбы с пылью является изменение общей технологии горных работ (переход на обратный способ отработки шахтных полей, дистанционное управление действующими механизмами и др.).

При неблагоприятных условиях использования вышеперечисленных средств по борьбе с пылью, когда не удастся достичь санитарной нормы, возникает необходимость в применении средств индивидуальной защиты — противопыльных респираторов.

Основные методы по осаждению пыли из рудничного воздуха и способы борьбы с пылеобразованием в большинстве случаев как в СССР, так и за рубежом осуществляются с применением воды.

Широкое использование воды объясняется тем, что ее можно применять на всех стадиях горных работ в сочетании со всеми пылеобразующими процессами и операциями (бурение, взрывание, зарубка, отбойка и транспортировка), и, кроме того, вода почти повсеместно находится в наличии в горных выработках.

Если применение воды затруднено или нежелательно (например, в высокогорных местностях и в районах вечной мерзлоты), применяют методы сухого пылеулавливания.

Бурение шпуров с промывкой (рис. 40) водой или пылесмачивающими растворами преследует цель подавления пыли непосредственно в шпуре в момент ее образования. В зависимости от способа подачи воды в шпур различают *осевой* (центральный) и *боковой* виды промывки. При осевой промывке вода по трубке подается через молоток, затем через канал бура и отверстия в коронке к забою шпура. Боковой способ подачи воды состоит в том, что вода подается в бур, минуя молоток, через боковые отверстия в хвостовике бура при помощи муфты, надеваемой на бур. Минимальный расход воды требуется: для ручных бурильных молотков 3 л/мин, для колонковых и телескопных молотков 5 л/мин, при бурении вязких пород соответственно 4 и 6 л/мин. Давление воды у бурильного молотка должно быть на 0,5—1 ат ниже, чем давление сжатого воздуха. При боковой промывке давление воды должно быть не менее 3 ат.

Кроме указанных широко применяющихся видов про-

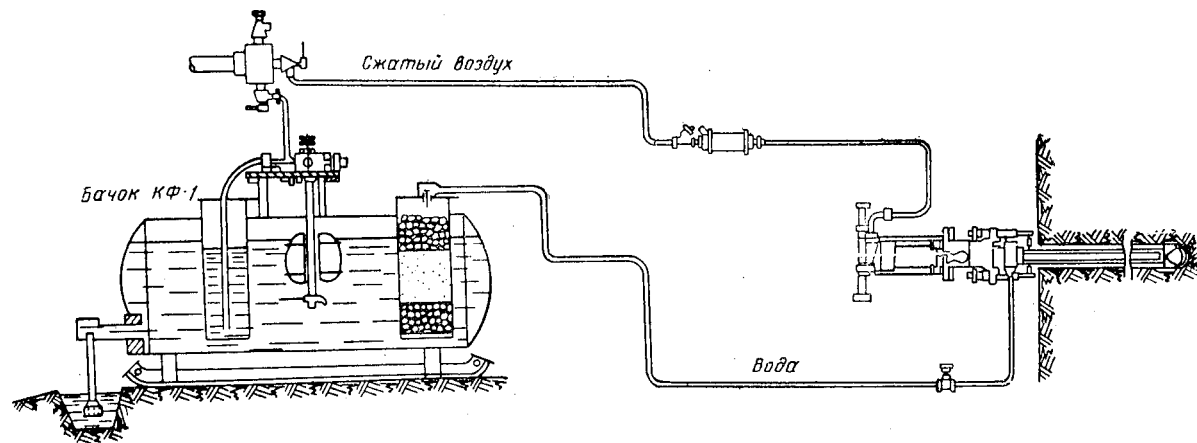


Рис. 40. Схема расположения аппаратуры при бурении с боковой промывкой

мывки — боковой и осевой, имеется метод «независимой подачи воды» в шпур. При этом методе вода подается в шпур без использования канала бура при помощи специального устройства БВШ (рис. 41). Последнее состоит из двух тонкостенных труб, вставленных одна в другую и укрепленных так, что между их стенками остается щелевое пространство размером 1,5 мм по всему периметру, которое и служит каналом для прохода воды к забою шпура. Бур проходит внутри трубы меньшего диаметра. Трубы привариваются к специальному стакану, надеваемому на патрон молотка. Вода подается через кольцевой канал стакана насадки и его крышки.

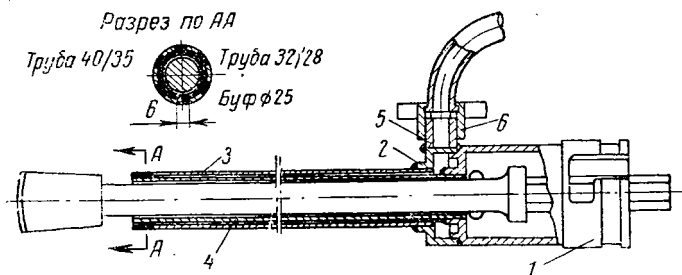


Рис. 41. Схема устройства БВШ:

1 — стакан-насадка; 2 — крышка стакана; 3, 4 — трубы; 5 — ниппель; 6 — накидная гайка

Вода, применяемая для промывки, не должна содержать взвешенных твердых или илистых частиц, не должна быть кислотной и загрязненной в бактериологическом отношении. Снабжение буровых работ водой обеспечивается за счет общешахтного водопровода или местного водоснабжения.

В последнем случае (см. рис. 40) в качестве емкости для воды используются специальные переносные бачки, самозаливающиеся (бачки ВУГИ КФ-1) или заливаемые вручную. Очистка воды от механических примесей при применении бачков производится при помощи гравийного фильтра.

Подача воды от бачка к молотку осуществляется за счет давления сжатого воздуха.

Бурение с промывкой — наиболее распространенный и регламентированный Правилами безопасности метод борьбы с пылью на шахтах Советского Союза.

Бурение с промывкой нашло также широкое применение на зарубежных шахтах. Так, в Германии около 75% всех работ по бурению производится в последние годы с боковой промывкой. Осевая промывка распространена в странах американского континента, в Австралии и Южной Африке.

Применение промывки обеспечивает снижение средней запыленности воздуха в весовом отношении в 20—30 раз и более.

Однако санитарную норму содержания пыли в воздухе за счет одной промывки обеспечить трудно.

В целях повышения пылеулавливающей способности воды значительное внимание уделяется применению смачивателей.

Смачиватели представляют собой вещества, добавление которых к воде в небольших количествах вызывает резкое пони-

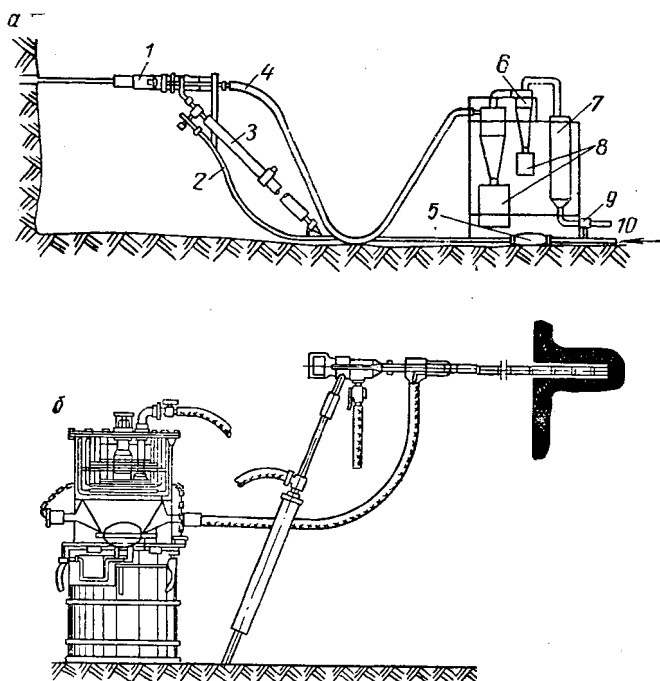


Рис. 42. Схема осевого отсасывания пыли (а) и схема передвижного аппарата фирмы «Кенигсборн» для бокового отсасывания пыли (б):

1 — бурильный молоток; 2 — шланг для сжатого воздуха; 3 — пневмоподдержка; 4 — пылеотводящий шланг; 5 — автомасленка; 6 — циклон; 7 — мешочный фильтр; 8 — пылесадители; 9 — эжектор; 10 — магистраль сжатого воздуха

жение поверхностного натяжения воды и улучшает пылесмачивание.

В настоящее время известны и прошли многочисленные лабораторные и производственные испытания следующие смачиватели:

- 1) технические мыла, хозяйственное мыло, мылонафт, натровое, канифольное мыло и др.;
- 2) сульфосмачиватели (некаль, сульфанол);
- 3) неионогенные молекулярно-растворимые смачиватели (ДБ, ОП-10, ОП-7).

Однако смачивающие вещества при бурении шпуров в производственных условиях применяются пока еще редко.

Не получило также распространения применение пены вместо воды.

Сухое пылеулавливание в настоящее время применяется в шахтах в основном при бурении шпуров, хотя область его применения может быть расширена на процессы зарубки, отбойки угля и погрузочно-разгрузочные операции.

Сухое пылеулавливание при бурении шпуров пока еще не может конкурировать с бурением с промывкой, так как отсос и

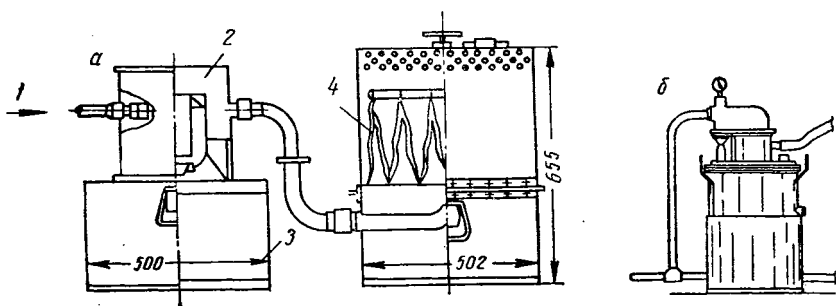


Рис. 43. Схема пылеуловителя СПН-7 (а) и общий вид пылеуловителя ТБИОТ-54м (б)

улавливание больших количеств пыли, образующихся в шпуре при работе современных молотков, представляет сложную задачу.

Различают два основных способа сухого улавливания пыли при бурении шпуров:

- 1) с отсосом пыли от устья шпура и
- 2) с отсосом пыли от забоя шпура.

При отсасывании от забоя шпура различают осевое (центральное) и боковое отсасывание пыли. При первом способе (рис. 42, а) пыль из канала штанги проходит по трубке вдоль всего молотка (по его оси) и направляется затем по пылеотводящему шлангу в пылеосадитель. При втором способе отсос пыли производится через специальную муфту. Примером такого типа установки является передвижная установка типа «Кенигсборн» (см. рис. 42, б), применяемая на угольных шахтах Рура.

При сухом пылеулавливании отсасываемая из шпура пыль поступает в пылеуловитель. В настоящее время разработано и испытано несколько конструкций забойных пылеуловителей.

В качестве примера могут быть приведены пылеуловители СПН-7, ТБИОТ-54м, ЦСПУ-2.

Пылеуловитель СПН-7 (рис. 43, а) состоит из двух основных частей: циклона 2 с бункером 3 и гофрированного матерчатого фильтра с кожухом 4. Запыленный воздух 1 от забоя шпура че-

рез бур, молоток и шланг передается в пылеуловитель. Очистка воздуха от пыли производится в циклоне, дисперсная пыль улавливается матерчатым фильтром.

В пылеуловителе ТБИОТ-54м (рис. 43, б) очистка воздуха от грубой пыли производится также в циклоне. Воздух, содержащий мелкую пыль, поступает в специальный эжектор, где орошается. Пыльно-водо-воздушная смесь проходит в эжекторе с большой скоростью (200 м/сек), вследствие чего происходит укрупнение мелких частиц пыли. Из эжекционного устройства смесь поступает в жидкость, где пыль осаждается в виде шлама.

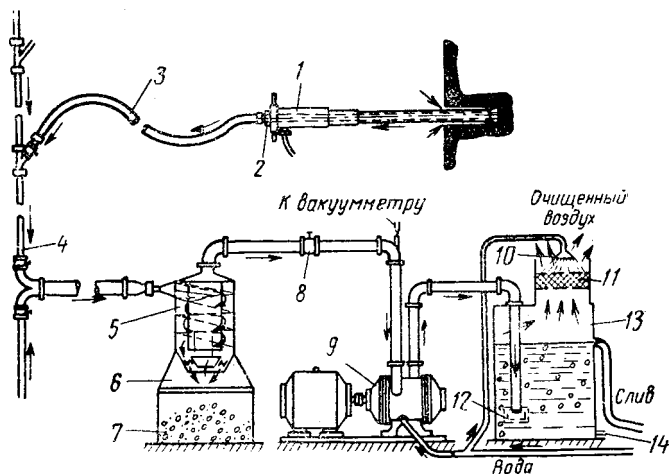


Рис. 44. Принципиальная схема пылеулавливающей установки ЦСПУ-2:

1 — перфоратор с центральным пылеприемником; 2 — пылеприемная гайка; 3 — пылеотводящий шланг; 4 — вакуумная магистраль; 5 — циклон; 6 — перекрывающий шибер; 7 — бункер для пыли; 8 — кран для регулирования вакуума в системе; 9 — вакуум-насос; 10 — ороситель; 11 — фильтр; 12 — сетка; 13 — бак; 14 — спускной кран

Пылеуловитель производит отсос пыли от устья шпура.

Пылеуловитель ЦСПУ-2 (рис. 44) предназначен для централизованного улавливания пыли при работе большого числа перфораторов. В нем осуществляются четыре ступени очистки воздуха: 1) в циклоне; 2) в выходном патрубке с двумя сетками; 3) в слое воды, через которую пропускается воздух; 4) в орошаемом фильтре из губчатой резины.

Иногда для целей пылеулавливания используют старые выработки. Осаждение пыли достигается тем, что скорость движущегося по пылеотводящему трубопроводу воздуха снижается с 20—25 до 0,02—0,03 м/сек и пыль осаждается.

Из зарубежных конструкций пылеуловителей можно отметить конструкции фирм «Хью-Вуд-Холман», «Хемборн», «Уокс» и др.

Орошение является основным средством пылеподавления при зарубке и отбойке угля. Комбайны, врубовые машины и отбойные молотки снабжаются специальными оросительными устройствами (рис. 45). Пыль смачивается водой, разбрызгиваемой из форсунки под давлением 3—5 ат.

Широко применяются орошение, туманообразование и водяные завесы также при борьбе с пылью при взрывных, погрузочных и транспортных работах.

Институтами НИГРИЗолото, ИГД АН СССР и МакНИИ разработано несколько типов оросителей: ТОН-4, РС и др. Дальность действия этих оросителей 5—10 м, расход воды достигает 8—10 л/мин. составляя в среднем 3—4 л/мин.

На рис. 46 представлена установка оросителя типа РС в глухом забое перед взрыванием шпуров.

На основании многочисленных наблюдений установлено, что орошение газо-пылевого облака в течение 30 мин. после взрыва

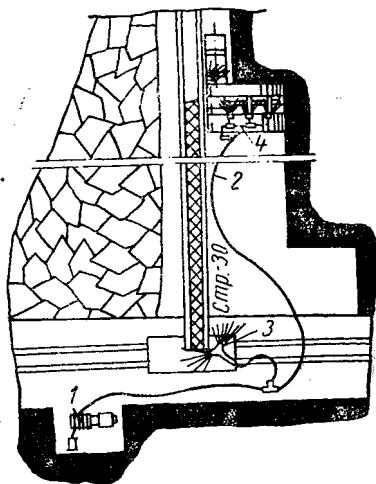


Рис. 45. Схема орошения на комбайне «Донбасс»:

1 — насосная установка; 2 — водоподводящая магистраль; 3 — оросительное устройство погрузочного пункта; 4 — оросительное устройство комбайна

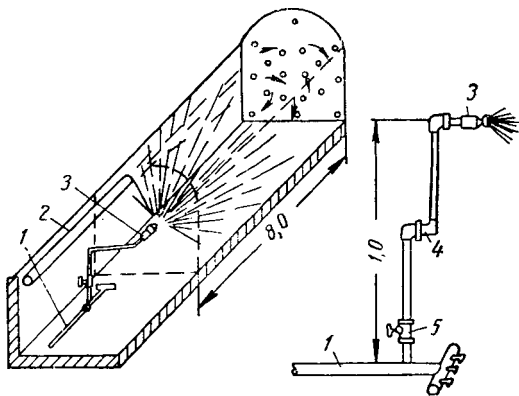


Рис. 46. Схема установки оросителя РС в глухом забое перед взрыванием шпуров:

1 — водопровод; 2 — вентиляционный трубопровод; 3 — ороситель; 4 — шарнир; 5 — вентиль

снижает запыленность воздуха в 15—25 раз в весовых показателях и в 5—7 раз в счетных, а содержание ядовитых газов при этом снижается в 2—3 раза.

На рис. 47 показана схема орошения при погрузке при помощи оросителей с тангенциальным подводом воды.

Очистка рудничного воздуха от взвешенной пыли, не имеющая пока значительного распространения, может осуществляться за счет фильтров, через которые пропускается запыленный воздух. В стадии разработки находятся устройства для осаждения пыли при помощи ультразвука, электрофильтров и т. д. Для относительно грубой очистки воздуха от пыли применяют водяные завесы.

Определенный эффект может быть получен также при применении разработанных Институтом НИГРИЗолото [81] очист-

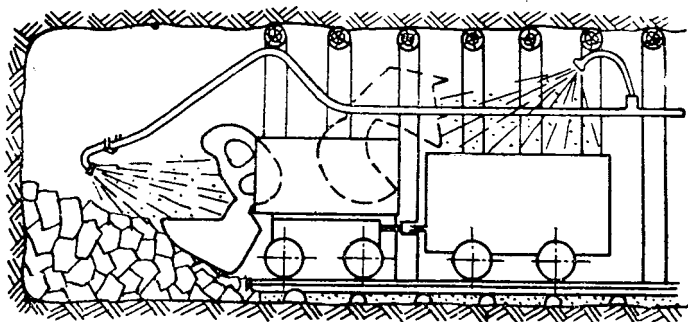


Рис. 47. Схема орошения в забое подготовительной выработки при работе породопогрузочной машины

тельных аппаратов ВАН-К и ВАН-1. Засасываемый такой установкой воздух прогоняется через фильтры, задерживающие пыль, и вновь выбрасывается в атмосферу. Есть и другие виды воздухоочистительных установок, применение которых может оказаться целесообразным в определенных конкретных условиях.

Предварительное увлажнение угольного массива, применяемое как мера против пылеобразования, состоит в том, что в целик угля через шпур или скважины подается под давлением вода, увлажняющая определенный объем угля.

При увлажнении через шпур последние принимаются диаметром 40—50 мм и глубиной 1—2 м. Вода нагнетается под давлением до 25—30 ат через трубку, вставленную в шпур. Герметизация шпура достигается при помощи гидрозатворного устройства. Последние бывают различной конструкции [26]. В качестве примера на рис. 48 показана конструкция гидрозатвора, рассчитанного на давление до 30 ат, предложенного МакНИИ. Составными частями гидрозатвора являются: внешняя трубка 1, внутренняя трубка 2, резиновые кольца 3, наконечник 4, упор 5, буска 6, рукоятка 7, ступица рукоятки 8, манометр 9, кран 10. При вращении рукоятки 7 внутренняя трубка движется к устью

шпура. При этом резиновые кольца сжимаются в продольном направлении и увеличиваются в диаметре, герметизируя шпур.

Расстояние между скважинами находится опытным путем.

При применении этого способа в Чехословакии [52] для увлажнения лавы длиной 80 м бурят 50—60 шпуров глубиной 1,2—1,8 м при давлении воды 15—20 ат и расходе ее на один шпур 150—200 л.

В случае крепких нетрещиноватых углей нагнетание приходится проводить при давлении до 100—120 ат. Для этой цели

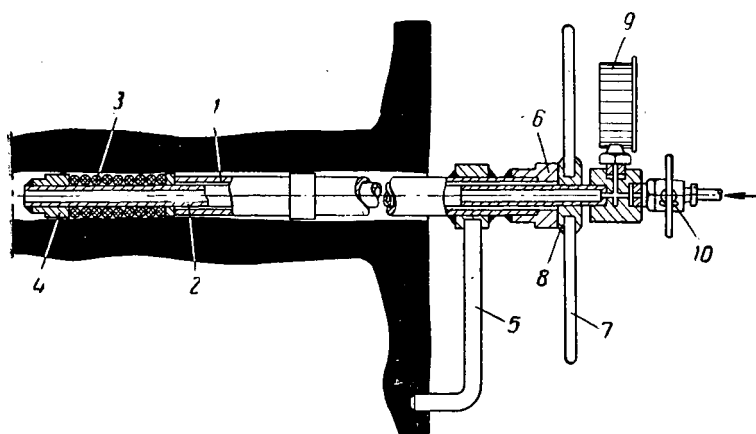


Рис. 48. Гидрозатвор конструкции МакНИИ

используются также и другие, более сложные конструкции гидрозатворов.

При нагнетании воды в пробуренные из забоя глубокие скважины (9—12 м) давление создают до 250—300 ат. Успешным является также нагнетание воды в скважины, параллельные груди забоя.

Эффективным является увлажнение угля с применением взрывных работ. В шпур, заряженный ВВ, помещаются ампулы с водой. Вода при взрыве ВВ проникает в мельчайшие трещины угольного массива.

Вариантом этого метода является взрывание рассредоточенных зарядов в длинных скважинах, пробуренных параллельно груди забоя и заполненных водой.

Особенностью метода предварительного увлажнения является то, что при нем хорошо увлажняется тонкая пыль, имеющаяся в трещинах пласта, дегасируется призабойная часть угольного массива, облегчается отбойка угля.

При наличии крупных трещин, при легко размокающих боковых породах этот метод нецелесообразен.

Вентиляция как средство борьбы с пылью играет весьма существенную роль в общем комплексе средств обеспыливания рудничной атмосферы.

Очевидно, что при определенной интенсивности пылеобразования в забое степень запыленности воздуха будет зависеть от того объема воздуха, в котором распределяется образующаяся пыль.

Воздушная струя перемещает по выработкам пылевые частицы. Состав выносимой вентиляционной струей из забоя витающей пыли зависит от скорости вентиляционной струи.

Все эти положения приходится обязательно учитывать как при решении вопросов вентиляции шахты в целом, так и при решении частных вопросов проветривания отдельных забоев.

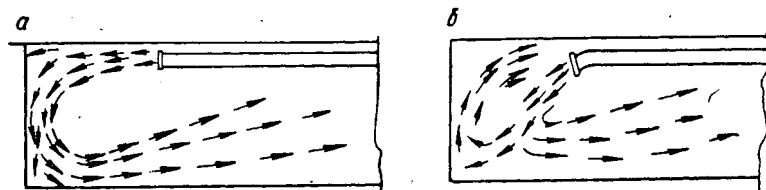


Рис. 49. Расположение вентиляционного трубопровода:

а — правильное; *б* — неправильное

Схема вентиляции должна быть такой, чтобы свежий воздух поступал в рабочие забои, минуя источники пылеобразования, а загрязненная струя удалялась из шахты по выработкам, которые служат только для целей вентиляции.

При проветривании подготовительных забоев, по мнению отдельных авторов, следует отдавать предпочтение комбинированному нагнетательно-всасывающему или нагнетательному проветриванию. При этом нужно следить за правильным расположением вентиляционных труб, обеспечивающим наиболее успешное удаление пыли из забоя (рис. 49), и нормальным их расстоянием от забоя (при нагнетательном проветривании не более 6—12 м). Необходимая интенсивность проветривания очистного или подготовительного забоя должна определяться с учетом пылевого фактора.

Для породного тупикового забоя расчет количества подлежащей выносу пыли может быть произведен по методике А. Ф. Сачкова [81] по интенсивности пылеобразования. По А. Ф. Сачкову, можно считать, что тонкодисперсная пыль составляет примерно 1,5% общего объема буровой муки. При мокром бурении (бурении с промывкой) улавливается 70% тонкодисперсной пыли, остальные 30% поступают в воздух. Разделив общее количество поступающей в воздух пыли в миллиграммах на время бурения в секундах, получают интенсивность пылеобразования в *мг/сек*.

Величину интенсивности пылеобразования можно определить и опытным путем [58], а именно, отгородив часть выработки, в которой происходит пылеобразующий процесс, и замерив концентрацию пыли в момент времени t_1 и затем через некоторый промежуток времени в момент t_2 . Интенсивность пылеобразования b находится из выражения

$$b = \frac{n_2 - n_1}{(t_2 - t_1) 60} V, \text{ мг/сек}, \quad (14)$$

где n_1 и n_2 — концентрации пыли в воздухе в начале и в конце замера, мг/м^3 ;

t_1 и t_2 — время замера, мин.;

V — изолированный объем выработки, м^3 .

Рекомендуемые различными исследователями скорости движения вентиляционной струи в подготовительных забоях по пылевому фактору находятся в пределах от 0,25 до 0,5—0,8 м/сек .

Для очистного угольного забоя удельный выход пыли g определится по данным фактических замеров [97] из условия

$$g = \frac{(n_1 - n_0) Q}{N_{1000}}, \text{ г/т}, \quad (15)$$

где n_1 — средняя запыленность воздуха впереди источника пылеобразования, мг/м^3 ;

n_0 — средняя запыленность воздуха позади источника пылеобразования, мг/м^3 ;

Q — количество воздуха, проходящее по лаве, $\text{м}^3/\text{сек}$;

N — интенсивность отбойки (погрузки) угля, т/сек .

Интенсивность пылеобразования будет равна количеству пыли, образующейся при выполнении того или иного процесса, деленному на продолжительность процесса, а количество необходимого для проветривания воздуха определится как частное от деления интенсивности пылеобразования на разность между допустимой нормой запыленности и запыленностью поступающего в лаву воздуха.

При этом следует учитывать, что скорость движения воздуха по лаве не должна быть чрезмерной, вызывающей увеличение запыленности.

По обстоятельным исследованиям С. Я. Хейфица и А. С. Бурчакова [97], минимально допустимая по пылевому фактору скорость движения воздуха в лаве должна быть 1 м/сек , оптимальная — 2 м/сек , а максимально допустимая — 4 м/сек . Эти цифры следует, однако, считать лишь ориентировочными. Следует также иметь в виду, что расчет проветривания по пыли можно рассматривать только в сопоставлении с расчетами по другим факторам (расчет по СН_4 , СО_2 и т. д.).

Весьма важными с точки зрения борьбы с пылью являются мероприятия, связанные с изменением и совершенствованием

методов разрушения угля и пород. Такими являются, например, замена ударно-поворотного бурения вращательным; изменения конструкции буров и конструкций режущих органов машин таким образом, чтобы образовывалась пыль преимущественно крупных фракций, чтобы порода не истиралась, а скалывалась и т. д.

В ряде случаев возможно коренное изменение в технологии проходки выработки или производстве очистных работ: приме-



Рис. 50. Респиратор ПРШ-2

нение прожигания шпуров; переход на гидродобычу и гидро-транспорт; применение машин с дистанционным управлением и др.

В качестве средств индивидуальной защиты от вредного воздействия пыли применяют противопыльные респираторы, почти полностью задерживающие пыль (на 95—99%).

Известно довольно много конструкций таких респираторов. Последними из них являются респираторы ПРШ-2 и ПРБ-5. В респиратор ПРШ-2 (рис. 50) пыльный воздух поступает через отверстия в двух коробках с фильтрами, укрепляемых на каске. Пройдя фильтр, выполненный из картона ФМП, сложенного в гармошку и помещенного в прямоугольном корпусе из пластмассы, воздух поступает в полумаску. Выдыхаемый воздух уда-

ляется через специальный клапан в атмосферу. Респиратор имеет следующую техническую характеристику.

Начальное сопротивление вдоху при потоке воздуха 30 л/мин, мм вод. ст.	3
Сопротивление выдоху, мм вод. ст.	2,5
Рабочая поверхность фильтров, см ²	800
Срок службы сменных фильтров, рабочих смен	30
Общий вес респиратора, г	190

§ 12. БОРЬБА СО ВЗРЫВАМИ ПЫЛИ

Обеспечение безопасности работ на шахтах, опасных по угольной пыли, достигается проведением серии мероприятий по предотвращению образования и накопления пыли в выработках, предотвращению воспламенения угольной пыли, локализации взрыва пыли.

Как обязательные меры Правилами безопасности предусматривается уборка угольной пыли в местах ее отложения, побелка основных откаточных и вентиляционных выработок смесью цемента и извести, применение указанных в предыдущем параграфе мер орошения и других методов осаждения и улавливания пыли при всех пылеобразующих процессах, а также мер по предотвращению образования пыли.

Предотвращение воспламенения угольной пыли обеспечивается строгим выполнением требований специального режима, описанного выше, применительно к метану. Дополнительными требованиями являются требования по осланцеванию и орошению выработок и связыванию осевшей пыли.

Осланцевание выработок является одним из основных мероприятий, предписываемых Правилами безопасности, и состоит в том, что во взрывоопасную пыль добавляется негорючая инертная пыль в количестве, достаточном, чтобы смесь этих пылей была невзрывчатой. Минимальная норма негорючих веществ в смеси угольной и инертной пыли для негазовых шахт не ниже 60%, для газовых — не ниже 75%. Конкретная норма содержания негорючих веществ в пыли определяется опытным путем одновременно с исследованием взрывчатых свойств пыли, с применением той же аппаратуры. С этой целью производят серию испытаний взрывчатости угольной пыли при различных размерах добавки к ней инертной пыли, находя в процессе испытаний то минимальное количество инертной пыли, при добавлении которого угольная пыль становится невзрывчатой. Минимальную норму негорючих веществ подсчитывают по формуле

$$C = \frac{(100 - D)b}{100} + D, \quad (16)$$

где C — минимальная норма негорючих веществ, %;
 b — суммарное содержание негорючих в угле, найденное анализом, %;
 D — добавка инертной пыли, %.

Инертная пыль готовится из глинистого сланца, доломита или известняка, при этом она должна удовлетворять следующим требованиям:

- 1) не должна содержать горючих веществ более 5 %;
- 2) не должна содержать свободного кремнезема более 10 %;
- 3) не должна содержать вредных и ядовитых примесей;
- 4) не должна быть влажной и гигроскопичной;
- 5) пыль должна проходить на 99 % через сито № 06 и не менее чем на 50 % через сито № 0075;

6) не должна терять способность переходить во взвешенное состояние после пребывания во влажной атмосфере.

Осланцевание на пластах, опасных по пыли, производится во всех подземных выработках, кроме очистных забоев. Необходимый расход инертной пыли на осланцевание каждой выработки устанавливается практическим путем и должен быть не менее 1 кг на 1 м³ выработки. Особое внимание должно уделяться осланцеванию участков выработок, подверженных сильному запылению (участки, примыкающие к лаве, погрузочные пункты и т. д.), а также осланцеванию при производстве взрывных работ.

Производительность осланцевания при сечении штрека 4—5 м² составляет: ручная 30—60 м, машинная 300 м в смену при фактическом расходе пыли 8—15 кг на 1 м.

Осланцевание производится либо вручную, либо при помощи специальных механизмов. Сроки осланцевания устанавливаются опытным путем на основе отбора и анализа проб пыли.

Контроль за достаточностью осланцевания осуществляется путем периодического осмотра выработок и отбора и анализа проб пыли на ее взрывчатость и содержание в ней негорючих веществ.

Контрольное испытание проб пыли из осланцованной выработки на взрывчатость производят на приборе ПКО-1 (рис. 51).

Прибор состоит из специальной трубки, выполненной из тугоплавкого стекла и укрепленной на двух опорах, с электрической спиралью в качестве источника воспламенения пыли. В конце трубки установлен податчик пыли. Прибор включается в электрическую сеть через трансформатор ЛАТР-1, который служит для регулирования напряжения и температуры спирали. При испытании навеска пыли 0,6 г, приготовленная из просеянной через сито № 06 пробы шахтной пыли, помещается в податчик и при помощи последнего подается на спираль, нагретую до температуры +1150°. Отсутствие пламени на спирали при пятикратном испытании пробы указывает на достаточную осланцованность

пыли. Габариты прибора $600 \times 200 \times 135$ мм. Вес без трансформатора и футляра 4,29 кг, вес полного комплекта прибора с футляром 25 кг.

Анализ пыли на содержание негорючих веществ производится в лабораториях.

Негорючие вещества слагаются из суммы золы и углекислоты карбонатов, содержащихся в пробе. Кроме негорючих, в осланцованной пыли определяют содержание влаги.

Возможно также определение зольности пыли волюмометрическим способом, основанным на том, что количество вытесняе-

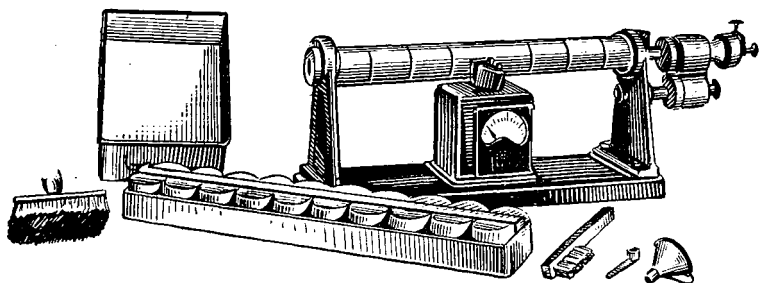


Рис. 51. Общий вид прибора ПКО-1

мой пылью жидкости при определенном объеме последней будет различно при разной зольности пыли.

Если зольность неосланцованной или недостаточно осланцованной угольной пыли ниже требуемой по нормам, то необходимое для доведения зольности до установленной нормы количество инертной пыли можно найти из выражения

$$X = \frac{1000z - 100e}{100 - z}, \quad (17)$$

где X — количество инертной пыли на 1 кг осланцовываемой пыли, г;

z — требуемая зольность осланцовываемой пыли в процентах по весу;

e — естественная зольность неосланцованной пыли на 1 кг пыли, г.

При визуальном осмотре выработок необходимость повторного осланцевания определяется по налету угольной пыли. Если инертная пыль (светлая) не видна или плохо видна под налетом угольной пыли, необходимо произвести повторное осланцевание.

Способность пыли переходить во взвешенное состояние проверяется путем помещения навески пыли (20 г) в закрытом сосуде над водой. После 10 дней хранения пыль должна сохранить способность переходить во взвешенное состояние. В случае необходимости в качестве меры повышения способности пыли рассеив-

ваться в нее добавляют [69] в небольшом количестве (0,4%) сплав парафина и канифоли (ПК) или стеарин (0,2%).

При повторном осланцевании выработки необходимо производить уборку ранее накопившейся в ней пыли.

Расход инертной пыли на осланцевание составляет в общем от 1 до 3 кг пыли на 1 *m* суточной добычи шахты.

Действие осланцевания для шахты продолжается 3—5 месяцев, для отдельных участков — несколько недель и дней. Места особо обильного пылеобразования (погрузочные пункты) требуют ежесуточного добавочного осланцевания.

Как мера борьбы с угольной пылью на шахтах Западной Германии применяется нанесение при помощи торкрет-машины на слой угольной пыли водного раствора соли. Расход соли составляет при нанесении на стенку 8 г/*m*², при нанесении на почву 40 г/*m*². Соленая корка, систематически (1—2 раза в неделю) орошаемая водой (0,1 л/*m*²), обладает способностью прочно связывать в течение длительного времени осаждающуюся в выработки угольную пыль. Способ этот не нашел широкого применения, так как он недостаточно эффективен в выработках с интенсивным пылеобразованием и в выработках с высокой влажностью.

Во влажных и мокрых выработках Правилами безопасности рекомендуется вместо осланцевания связывание угольной пыли добавками или пастой.

Эти способы целесообразно применять также в тех местах, где происходит очень быстрое накопление угольной пыли и осланцевание приходится проводить ежедневно или ежесменно.

Способ связывания пыли хлоркальциевой пастой основан на использовании гигроскопических свойств хлористого кальция, к которому добавляется неионогенный смачиватель (например, ДБ). Опыт применения пасты [20], состоящей из 30—40% хлористого кальция, 2,5—5% гидрата окиси магния, 62,5—50% воды, 1% неионогенного смачивающего вещества, 4% хлористого магния, дал хорошие результаты. При расходе пасты 5 кг на 1 *m*² стенки выработки обеспечивается связывание пыли: при слабом пылеотложении в течение 5—6 месяцев, при интенсивном — 5—6 недель.

Хорошие результаты по связыванию пыли дает орошение выработок с добавкой в воду хлористого кальция, хлористого натрия и неионогенных смачивателей, которые предупреждают высыхание орошенных поверхностей, улавливая влагу из воздуха, и создают возможность налипания на стенки выработки оседающей пыли.

Примерный состав рекомендуемой МакНИИ [18] смачивающей жидкости следующий: 20—35% раствора хлористого кальция с добавкой 1—4% смачивателя ДБ в зависимости от относительной влажности воздуха.

Связывание угольной пыли на почве выработок производится путем увлажнения пыли водой, содержащей 0,2% смачивателя ДБ, и последующей посыпкой увлажненной почвы мелкозернистой поваренной солью из расчета, что количество соли должно быть равно (по весу) примерно $\frac{1}{3}$ количества воды, использованной на увлажнение.

Орошение выполняется при помощи специальных аппаратов переносного типа (например, ОП-2).

По данным МакНИИ, на шахтах с относительной влажностью 85% и выше эффективность смачивания выше, а стоимость — ниже, чем эффективность и стоимость осланцевания.

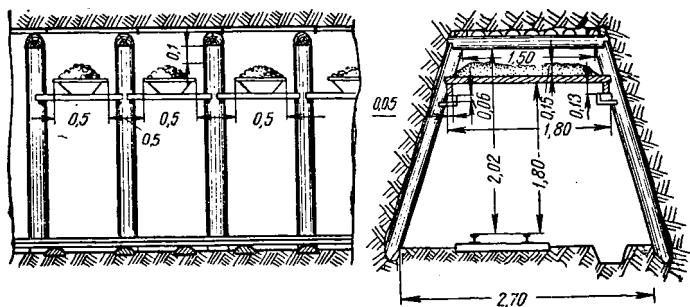


Рис. 52. Сланцевый заслон

Основные меры по локализации взрыва угольной пыли и предотвращению тяжелых последствий его те же, что и для локализации взрывов метана. Дополнительной мерой является устройство сланцевых заслонов.

Сланцевый заслон (рис. 52) устраивается в виде полок шириной 250—500 мм, устанавливаемых поперек выработки на опорах, позволяющих их легкое опрокидывание. Полки загружаются инертной пылью. Количество инертной пыли для сланцевого заслона принимается (по ПБ) из расчета на каждый 1 м² поперечного сечения выработки: для основных выработок 400 кг, для промежуточных — 200 кг. Количество полок в заслоне определяется в зависимости от емкости отдельной полки и общего количества пыли в заслоне. Общая длина сланцевого заслона должна быть не менее 20 м.

Назначение заслона — создать непроходимую для взрыва угольной пыли зону. В момент взрыва угольной пыли идущей от взрыва волной опрокидываются полки с инертной пылью. Последняя переходит во взвешенное состояние и создает зону, через которую не может пройти пламя взрыва. Дальнейшее развитие взрыва таким образом прекращается.

Учитывая, что полки не должны опрокидываться от действия взрывной волны при отпалке забоя и что скорость движения взрывной волны возрастает при ее продвижении, сланцевый за-

слон устанавливается на расстоянии не менее 60 м и не более 300 м от забоев подготовительных или очистных выработок.

Заслонами изолируют: крылья шахтного поля, смежные выемочные участки крыла, отдельные пласты, отдельные забои подготовительных и нарезных работ.

Если в шахте из свиты пластов только один опасен по пыли, то во всех выработках, соединяющих опасный пласт с безопасными, должны быть установлены сланцевые заслоны, а сами выработки должны быть осланцованы на длину 300 м, а при длине выработки менее 300 м — полностью.

В тех выработках, где по условиям их влажности сохранение защитных свойств пыли не обеспечивается, заслоны не устанавливают.

Меры по предотвращению накопления и воспламенения угольной пыли должны также приниматься и на поверхности в местах, где возможна большая запыленность (обогажительные фабрики, сортировки, надшахтные здания и др.).

Мерами борьбы со взрывами сульфидной пыли, предписываемыми Правилами безопасности для рудных шахт, являются:

1) обильное орошение водой забоя и прилегающих к нему выработок перед взрыванием шпуров;

2) систематическое смывание пыли со стенок выработок;

3) строгое соблюдение особых требований в отношении ведения взрывных работ (применение электровзрывания, предохранительных ВВ и т. д.);

4) применение электрооборудования только во взрывобезопасном исполнении и некоторые другие.

Глава III

КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ В ШАХТАХ

Климатические условия в горных выработках определяются температурой, влажностью и скоростью перемещения находящегося в них рудничного воздуха.

Воздух подается в шахту либо с той температурой и влажностью, какую он имеет на дневной поверхности, либо названные параметры изменяются предварительным его охлаждением или нагреванием. При прохождении воздуха по горным выработкам происходит дальнейшее изменение этих параметров.

Климатические условия, в которых трудящийся выполняет свою работу, определенным образом влияют на его здоровье и производительность труда. Поэтому необходимо изучение климатических условий в шахтных выработках. Необходимо также умение производить предрасчет величин факторов, определяющих климатические условия в шахте, а также в случае надобности их направленное изменение.

§ 13. ТЕМПЕРАТУРА РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Температура и теплосодержание¹ воздуха в горных выработках меняются в зависимости от следующих факторов:

- 1) температуры и влажности подаваемого в шахту воздуха;
- 2) теплообмена между вентиляционной струей и горными породами;
- 3) сжатия или расширения воздуха вследствие изменения барометрического давления при перемещении воздуха по выработкам вниз или вверх;
- 4) различных процессов с поглощением или выделением тепла, имеющих место в шахте;
- 5) теплообмена между вентиляционной струей и добытым полезным ископаемым до его выдачи на дневную поверхность;

¹ Теплосодержанием называется общее количество тепла во влажном воздухе, отнесенное к весу сухой его части (ккал/кг).

- 6) тепловыделения при работе машин и механизмов;
- 7) присутствия людей и других источников тепловыделения;
- 8) интенсивности проветривания.

Роль перечисленных факторов различна.

Если воздух подается в шахту без подогрева или охлаждения, то колебания его температуры на дневной поверхности в определенной степени влияют на температуру воздуха в горных выработках. В удаленных от подающего ствола пунктах эти изменения сказываются слабее, чем в подающем стволе, особенно для глубоких шахт. Так, по данным А. Н. Щербаня, для шахты имени Ворошилова (Донбасс) сезонные колебания температур в околоствольном дворе на глубине 500 м составляли 11° (от $+19,7$ до $+8,9^{\circ}$), а в очистных забоях только $3-5^{\circ}$.

При подогреве воздуха калориферами температура подаваемого в шахту воздуха поддерживается почти постоянной, соответственно чему температура в очистных забоях также сохраняется более постоянной.

Уменьшение амплитуды колебаний температуры воздуха при движении его от подающего ствола к очистному забою обусловлено рядом факторов, из которых основным является теплообмен между воздухом и горными породами.

Температура горных пород до глубины 25—30 м от земной поверхности изменяется в течение всего года в зависимости от температуры атмосферного воздуха.

На глубине 25—30 м находится зона постоянной температуры, в которой температура пород на $1,5-2^{\circ}$ выше среднегодовой температуры данной местности, находящейся для южных широт Советского Союза в пределах от $+7$ до $+9^{\circ}$, а для северных — от $+5$ до $+4^{\circ}$ и ниже.

Температура горных пород ниже зоны постоянных температур возрастает с глубиной. Показателями, отражающими интенсивность этого нарастания, являются:

геотермическая ступень, т. е. расстояние в метрах при углублении, на которое температура горных пород возрастает на 1° ;

геотермический градиент — приращение температуры пород в градусах, соответствующее углублению на 1 м или 1 км.

Для установления конкретных значений геотермической ступени производят замер температуры горных пород на разных глубинах в скважинах, пробуренных с поверхности, или в неглубоких (2—5 м) шпурах, пробуриваемых из находящихся в проходке подготовительных выработок нескольких горизонтов шахты.

Измерение температуры пород можно производить различными приборами: обычными жидкостными (ртутными) термометрами, дистанционными термометрами, электрическими термометра-

ми сопротивления, термопарами. При замере важно дать возможность шпuru остыть после бурения (1—2 часа), хорошо герметизировать шпур со вставленным в него термометром, дать достаточную выдержку термометру в шпуре, обеспечить (при применении ртутных термометров) сохранение показаний термометра при извлечении его из шпура.

На основе замеров геотермическая ступень подсчитывается по формуле

$$h_{\text{ст}} = \frac{H - h}{t - t_{\text{ср}}}, \quad (18)$$

где H — глубина от земной поверхности точки замера температуры, м ;

h — глубина зоны постоянной температуры, м ;

t — температура на глубине H , $^{\circ}\text{град}$;

$t_{\text{ср}}$ — среднегодовая температура воздуха на поверхности данного района, $^{\circ}\text{град}$.

Значения геотермической ступени и геотермического градиента для некоторых шахт и районов Донбасса приведены в табл. 10. Температурные кривые угольных месторождений Европы приведены на рис. 53.

Таблица 10

Значения геотермической ступени и геотермического градиента для некоторых шахт и районов Донбасса (по А. Н. Щербаню)

Шахты и районы	Предельная глубина работ, м	Геотермиче- ская ступень, $\text{м}/^{\circ}\text{град}$	Геотермиче- ский градиент, $^{\circ}\text{град}/\text{м}$
№ 11 им. Шверника, № 4/21, № 4			
„Ливенка“ № 17—17-бис (Сталино)	867	29,2	0,034
„Кочегарка“ (Горловка)	750	35,8	0,028
Им. Артема (Дзержинскуголь)	620	32,3	0,031
Им. Дзержинского	616	34,5	0,029
„Красный Профинтерн“ (Орджони- кидзеуголь)	540	35,8	0,028
Им. Киселева (Чистяковантрацит) . .	405	33,4	0,030
Им. Сталина (Первомайскуголь) . .	677	34,5	0,029
„Комсомольская правда“ (Шахтант- рацит)	707	38,5	0,026
Мушкетовский район	1040	28,6	0,035
Новоцентральный район	1000	30,3	0,033
Игнатьевский	500	31,3	0,032
Рутченковский	1450	32,3	0,031
Новочайкинский	540	32,3	0,031

Как видно из приведенных данных, геотермическая ступень не одинакова не только для разных угольных бассейнов, но и для отдельных участков данного бассейна. Но для примерных расчетов принимают $h_{\text{ст}}$ равной: для угленосных — 30 м ; для рудоносных — 45—50 м ; для нефтяных и битуминозных отложе-

ний 10—15 м. При известной для данного района геотермической ступени нетрудно подсчитать ориентировочно температуру горных пород для любого горизонта шахты. Из формулы (18) имеем

$$t = t_{\text{cp}}^* + \frac{H - h}{h_{\text{ст}}} \quad (19)$$

Прогноз температуры пород проектируемого горизонта является основой расчетов, связанных с определением величины естественной тяги, и тепловых расчетов, необходимость в которых возникает при проектировании глубоких шахт.

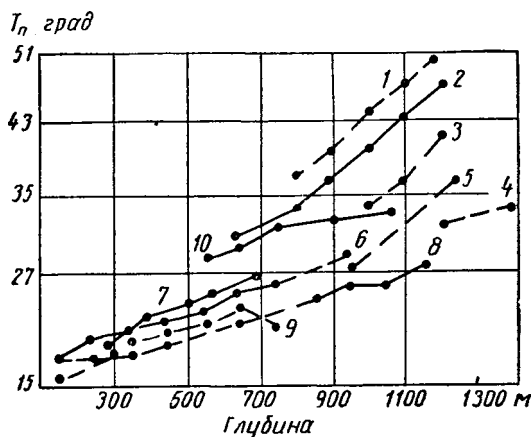


Рис. 53. Температурные кривые угольных месторождений Европы (по А. Н. Щербаню):

1 — Швейцария, Бюи; 2 — СССР, г. Сталино; 3 — Бельгия, Боринж; 4 — Сентр; 5 — Шарлеруа; 6 — Лютих; 7 — СССР, г. Шахты; 8 — Германия, Рурский бассейн; 9 — Франция, Эке-Сиржон; 10 — Вильн

Вследствие воздействия вентиляционной струи стенки горных выработок меняют свою температуру. Этот процесс проходит активно в подающем стволе и прилегающих к нему выработках. Далее по пути движения струи разность температур между воздухом и породами уменьшается и, если глубина шахты большая, а путь вентиляционной струи длинный, воздух приобретает температуру, близкую к температуре горных пород. Очевидно при этом, что чем медленнее движется воздух, тем быстрее его температура будет приближаться к температуре горных пород.

Приращение температуры воздуха от сжатия его вследствие возрастания с глубиной барометрического давления составляет примерно 1° на каждые 100 м глубины и может быть найдено из разности температур до и после сжатия.

* Рядом авторов рекомендуется за t_{cp} принимать температуру горных пород на глубине h , что более точно.

Температура T_2 после сжатия определяется из формулы

$$T_2 = T_1 \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}}, \text{ град}, \quad (20)$$

где T_1 — начальная температура, град;
 P_1 и P_2 — начальное и конечное давление воздуха, кг/см²;
 k — отношение теплоемкости воздуха при постоянном давлении к его теплоемкости при постоянном объеме ($k = 0,241 : 0,177 = 1,405$).

Понижение температуры воздуха при его перемещении вверх по выработкам вследствие уменьшения барометрического давления составляет 0,8—0,9° на каждые 100 м высоты.

Из тепловыделяющих (экзотермических) процессов в шахте наиболее существенными являются процессы окисления.

Так, А. Н. Щербань на основе анализа тепловыделения в четырех шахтах Донбасса нашел, что среднее удельное тепловыделение в подготовительной выработке составляет около 6,5 ккал/м² час, а в очистных 11—17 ккал/м² час.

Из теплопоглощающих (эндотермических) процессов следует отметить испарение воды. По подсчетам А. Н. Щербаня [103], при испарении 1 г воды при 20° в 1 кг воздуха его температура должна понизиться на 2,4°.

Прочие источники дают незначительное тепловыделение.

Так, акад. А. А. Скочинский [83] приводит следующий примерный тепловой баланс угольной шахты (в процентах от общего количества тепла) глубиной 1000 м, с суточной добычей 2000 т и количеством проходящего через шахту воздуха 10 000 м³/мин

Отдача тепла стенками выработок	50
Окисление угля	30
Сжатие и расширение воздуха при перемещении его по вертикальным и наклонным выработкам	(±26)
Движение воды	12
Отдача тепла людьми	4
То же, машинами	3,3
Оседание пород	0,5
Взрывные работы	0,13
Освещение (электрическое)	0,07
Итого	100

(1% = 100 ккал/мин).

По подсчетам А. Н. Щербаня [103], тепловыделения в горных выработках от околоствольного двора до верхней части очистного забоя для шахты глубиной 1000 м составляют:

горные породы	48,5%
окисление угля и дерева	23,8%
охлаждение добытого полезного ископаемого	8,6%
механическая работа и электроэнергия	8,5%
все остальные источники	5,6%

§ 14. ВЛАЖНОСТЬ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Различают влажность воздуха абсолютную, относительную и удельную.

Абсолютной влажностью называют содержащееся в 1 м³ воздуха количество водяного пара, выраженное в граммах.

Относительной влажностью φ называют отношение количества содержащихся в данном объеме воздуха водяных паров к количеству водяных паров, насыщающих данный объем воздуха при данной температуре, или отношение давления пара, находящегося в воздухе, P_n к давлению пара, насыщающего пространство при той же температуре, P_n , выраженное в процентах: $\varphi = \frac{P_n}{P_n} \cdot 100\%$.

Удельной влажностью называют количество водяного пара в граммах в 1 кг воздуха.

При тепловых расчетах часто приходится иметь дело с величиной, называемой влажностью воздуха, под которой понимают количество водяных паров в весовых единицах, содержащееся во влажном воздухе, отнесенное к 1 кг сухой части воздуха.

В качестве основного показателя влажности воздуха используется относительная влажность.

В шахтных условиях относительная влажность измеряется при помощи психрометров.

На рис. 54 представлен общий вид аспирационного психрометра (или психрометра с вентилятором).

Психрометр состоит из двух термометров, заключенных в специальный корпус; в верхней части прибора расположен небольшой вентилятор,

который приводится в действие пружиной и служит для просасывания воздуха через трубки, в которых помещены резервуары термометров.

У одного из термометров резервуар обертывается батистом, который увлажняется водой; этот термометр называют «мокрым». Второй термометр не увлажняется и называется «сухим». Вследствие разных условий охлаждения термометров они при измерении температуры ненасыщенного влагой воздуха будут давать разные показания. По разности показаний термометров, пользуясь специальной психрометрической таблицей (см. приложение 2), находят относительную влажность воздуха.

Влажность рудничного воздуха зависит от влажности поступающего с поверхности воздуха, от обводненности выработок и температурных условий в них.

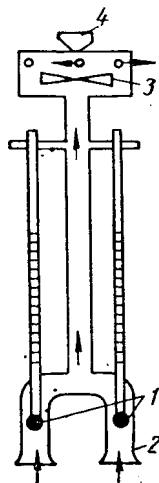


Рис. 54. Аспирационный психрометр:

- 1 — термометры;
- 2 — трубки для воздуха;
- 3 — вентилятор;
- 4 — заводной ключ

Абсолютная влажность насыщенного воздуха (влагоемкость) зависит от его температуры. Поэтому при одной и той же абсолютной влажности воздуха его относительная влажность будет меняться с изменением температуры, а именно: возрастать с понижением температуры и уменьшаться с ее повышением. Вследствие этого проходящая струя воздуха, изменяя свою температуру при движении по выработке, может либо осушать выработку, либо увлажнять ее, в свою очередь влияя на температуру воздуха в выработке. Обычно в угольных шахтах, как довольно обводненных, значение влажности, особенно в выдающих вентиляционную струю стволах, бывает высоким — 90—95 % и более.

§ 15. ДЕЙСТВИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НА САМОЧУВСТВИЕ И РАБОТОСПОСОБНОСТЬ ПОДЗЕМНОГО РАБОЧЕГО

В организме человека непрерывно происходят очень сложные биохимические процессы превращения веществ — а с с и м и л я ц и я (усвоение) питательных веществ, поступающих в организм, осуществляемая путем химического расщепления составных частей пищи до простых элементов, и д и с с и м и л я ц и я (разрушение органических веществ, входящих в состав живых тел), в результате которых происходит непрерывное обновление живого вещества. При этом в организме человека образуется значительное количество тепла.

Процессы теплообразования и теплоотдачи в организме человека очень сложны. Их регулирование в быстро меняющихся условиях внешней среды осуществляется в основном ф и з и ч е с к о й т е р м о р е г у л я ц и е й, т. е. отдачей излишков тепла.

Отдача тепла организмом в окружающую среду может происходить тремя путями:

- 1) лучеиспусканием;
- 2) конвекцией за счет теплопроводности среды;
- 3) испарением пота.

Правильная терморегуляция в организме может осуществляться только при определенном состоянии внешней среды, т. е. при определенных сочетаниях температуры, влажности и скорости движения воздуха.

У человека, находящегося в покое и пребывающего в условиях так называемого метеорологического комфорта (температура 18—20°, относительная влажность 40—60 % и скорость движения воздуха 0,2—0,3 м/сек), отдача излишка тепла осуществляется всеми тремя путями, но не в одинаковой мере. Специальными исследованиями установлено, что 25—30 % теплоотдачи осуществляется путем нагревания одежды; 45—50 % — лучеиспусканием (нагревание на расстоянии предметов, имеющих более низкую температуру) и 15—20 % тепла теряется путем испарения жидкости (пота).

Очевидно, если воздух и окружающие человека предметы имеют относительно высокую температуру, охлаждение организма теплоотдачей и лучеиспусканием будет затруднено.

Испарение пота с отдачей тепла совершается интенсивно только в том случае, если окружающий воздух сухой ($\varphi = 20\text{—}30\%$). В условиях повышенной влажности при $\varphi = 80\text{—}90\%$ охлаждение за счет потоотделения оказывается уже затрудненным.

Важным фактором для терморегуляции является скорость движения воздуха. При одной и той же температуре подвижный и неподвижный воздух по-разному охлаждает организм человека.

В качестве примера могут быть приведены данные А. А. Мещатуняна [55] (табл. 11).

Таблица 11

Самочувствие работающих в зависимости от температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха в горных выработках

Место замера	Температура, град	Относительная влажность, %	Скорость движения струи, м/сек	Самочувствие работающих
Ствол шахты	22,0	96	3,50	Чуть холодно
То же	22,2	97	3,53	То же
Глухой забой штрека . . .	20,6	96	0	Жарко, душно
Забой откаточного штрека	20,0	96	0	То же

Если достаточного отвода тепла от организма нет, в организме происходит его накопление, повышается температура тела и может произойти тепловой удар. Наоборот, если отдача тепла телом во внешнюю среду излишне велика, происходит переохлаждение организма, имеющее следствием простудные заболевания.

Для оценки охлаждающей способности атмосферы пользуются **кататермометром** (рис. 55). Он представляет собой спиртовой термометр, который имеет в верхней части расширение 1, а внизу резервуар 2, заполненный спиртом.

Шкала кататермометра проградуирована от 35 до 38°C.

Для определения охлаждающего действия атмосферы необходимо знать величину так называемого фактора прибора F , показывающего количества тепла в милликалориях, теряемого с 1 см² поверхности спиртового резервуара кататермометра при охлаждении его от 38 до 35°. Величина фактора определяется при изготовлении прибора и указывается на его цилиндре.

Замер кататермометром производится следующим образом: резервуар прибора, наполненный подкрашенным спиртом, опу-

скают в воду, нагретую до температуры около $+80^{\circ}$. Когда спирт поднимется по капилляру и заполнит верхнее уширение на одну треть, прибор извлекают из воды, насухо вытирают и подвешивают в пункте замера. В результате отдачи тепла в окружающую среду путем конвекции и лучеиспускания прибор охлаждается и уровень спирта понижается; определяется время t понижения уровня столбика спирта от отметки 38 до 35° в секундах. Зная величину фактора и время охлаждения прибора от 38 до 35° , т. е. при средней температуре, соответствующей температуре человеческого тела, вычисляют охлаждающую способность воздуха по формуле

$$H = \frac{F}{t}, \text{ катаград.}$$

Обычно замер производят не менее 3 раз и берут среднее значение из ближайших. При замерах наблюдатель отходит на некоторое расстояние по струе воздуха, чтобы своим присутствием не исказить показания прибора.

Для определения охлаждающего действия атмосферы не только за счет лучеиспускания и конвекции, но и за счет испарения влаги пользуются показаниями «мокрого» кататермометра, для чего резервуар кататермометра обвязывают тканью и после извлечения резервуара из горячей воды тряпочку слегка отжимают от излишка влаги. Чем интенсивнее отдает прибор теплоту в окружающую атмосферу, тем меньше время охлаждения и тем больше катаградусы.

Кататермометр может быть использован также для измерения небольших скоростей движения воздуха.

Наблюдениями установлено, что человек, выполняющий легкую работу, чувствует себя хорошо в атмосфере, охлаждающее действие которой равно в катаградусах: по сухому кататермометру $H_c = 6$ и по мокрому $H_m = 18$; при выполнении работы средней тяжести — при $H_c = 8$ и $H_m = 25$ и при выполнении тяжелой работы — при $H_c = 10$, $H_m = 30$. Этими нормами пользуются для ориентировочной оценки климатических условий труда. Для ориентировочных подсчетов тепловой эффективности воздуха в зависимости от скорости можно пользоваться номограммой, приведенной в приложении 3.

Нормы температурных условий в выработках шахт СССР предусмотрены Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах, согласно которым температура в подготовительных и очистных выработках не должна превышать 26° .

При этом скорость воздушной струи регулируется в зависимости от температуры по нормам табл. 12.

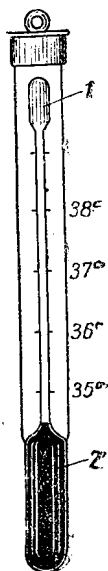


Рис. 55.
Кататермометр

**Допустимые скорости движения воздуха
в рабочих пространствах забоев**

Рабочее пространство	Допустимая скорость, м/сек				
	максимальная (независимо от темпера- туры)	Минимальная при температуре, град			
		до 20	20—22	22—24	24—26 включи- тельно
У забоев подготовительных вы- работок	4	0,15	1,0	1,5	2,0
У очистных забоев	4	0,25	1,0	1,5	2,0

Допустимая влажность воздуха Правилами безопасности не ограничивается.

§ 16. ТЕПЛОВЫЕ РАСЧЕТЫ

При проектировании глубоких шахт необходимо предрассчитывать тепловые условия, которые будут иметь место в этих шахтах, и предусматривать меры борьбы с высокими температурами.

Основными расчетами при этом являются: определение температуры воздуха в заданном пункте вентиляционной сети и вычисление необходимой производительности холодильной установки.

Необходимая производительность холодильной установки может быть определена по формуле

$$Q_0 = k [G(i_1 - i_2) + Q_0'], \text{ ккал/час}, \quad (21)$$

где Q_0 — искомая холодопроизводительность установки для наиболее жаркого в данном районе периода года, ккал/час;

k — коэффициент запаса, учитывающий потери холода в установке (обычно $k \approx 1,1 - 1,2$);

G — количество воздуха, проходящего через установку, кг/час;

i_1 — теплосодержание воздуха, поступающего в холодильную установку, ккал/кг;

i_2 — теплосодержание воздуха на выходе его из установки, ккал/кг;

Q_0' — потери холода в сети трубопроводов холодильной установки, зависящие от всей совокупности условий работы, ккал/кг.

Для определения температуры воздуха в заданном пункте шахты можно пользоваться различными методами, и в частности аналитическим методом А. Н. Щербаня, давшего формулы для определения температуры в конце выработки (при заданной тем-

пературе в начале выработки), а также формулы и графики для подсчета тепловыделения от разных местных источников тепла. Ниже приводятся основные расчетные формулы аналитического метода:

а) температура воздуха в околоствольном дворе $\theta_{o.д}$ в градусах

$$\theta_{o.д} = -\frac{1}{2} \left(\frac{n}{l} + \frac{c_p}{0,73rl} \right) + \sqrt{\frac{1}{4} \left(\frac{n}{l} + \frac{c_p}{0,73rl} \right)^2 + \rightarrow} \\ \leftarrow + \frac{\varphi(m + nT_b + lT_b^2)}{0,73l} + \frac{T_b c_p}{0,73rl} - \frac{m}{l} + \frac{z}{427 \cdot 0,73rl}, \quad (22)$$

где $c_p = 0,24$ — удельная теплоемкость воздуха при постоянном давлении, *ккал/кг · град.*;

$r = 0,59$ — теплота парообразования воды, *ккал/кг*;

φ — относительная влажность поступающего в ствол наружного воздуха, %;

T_b — температура поступающего в ствол наружного воздуха, *град.*;

z — глубина воздухоподающего ствола, *м*;

m, n, l — коэффициенты ($m = 3,872$; $n = 0,169$; $l = 0,0186$);

б) температура воздуха в наклонных выработках $\theta_{н.в}$ в градусах

$$\theta_{н.в} = -\frac{1}{2l} \left(n + \frac{c_p}{r(\varphi_1 \pm \xi y)} \right) + \sqrt{\frac{1}{4l^2} \left[n + \frac{c_p}{r(\varphi_1 \pm \xi y)} \right]^2 + \rightarrow} \\ \leftarrow + \frac{c_p}{lr(\varphi_1 \pm \xi y)} \left[\theta_0 + A \left(T_{п_0} + \frac{\sigma_y}{2} \sin \psi - \theta_0 \right) y \pm \frac{y \sin \psi}{427 c_p} + \rightarrow \right. \\ \left. \leftarrow + \frac{g_0 U y}{G c_p} + \frac{\sum Q_m}{G c_p} \right] - \frac{m}{l} + (m + n\theta_0 + l\theta_0^2) \frac{\varphi_1}{l(\varphi_1 \pm \xi y)}; \quad (23)$$

в) температура воздушной струи в горизонтальных выработках $\theta_{г.в}$ в градусах

$$\theta_{г.в} = -\frac{1}{2l} \left(n + \frac{c_p}{r(\varphi_1 \pm \xi y)} \right) + \sqrt{\frac{1}{4l^2} \left(n + \frac{c_p}{r(\varphi_1 \pm \xi y)} \right)^2 + \rightarrow} \\ \leftarrow + \frac{c_p}{lr(\varphi_1 \pm \xi y)} \left[\theta_0 + A (T_{п_0} - \theta_0) y + \frac{g_0 U y}{G c_p} + \frac{\sum Q_m}{G c_p} \right] - \rightarrow \\ \leftarrow - \frac{m}{l} + (m + n\theta_0 + l\theta_0^2) \frac{\varphi_1}{l(\varphi_1 \pm \xi y)}. \quad (24)$$

В формулах (23) и (24) приняты следующие обозначения:

θ_0 — температура вентиляционной струи в начале выработки, *град.*;

φ_1 — относительная влажность воздуха в начале выработки, %;

- G — количество воздуха, проходящего через сечение выработки, кг/час ;
 ψ — угол падения пласта (угол наклона выработки), град ;
 $\sum Q_m$ — суммарные тепловыделения от местных источников тепла, ккал/час ;
 $T_{п_0}$ — температура пород в начале наклонной выработки, град ;
 τ — геотермический градиент, град/м ;
 g_0 — теплота окисления, отнесенная к 1 м^2 поверхности выработки в единицу времени (удельное тепловыделение от окисления), $\text{ккал/м}^2 \cdot \text{час}$;
 l — длина выработки, м ;
 ξ — изменение относительной влажности воздуха, отнесенное к 1 м длины выработки;
 U — периметр выработки (сечения), м ;

$$A = \frac{U}{Gc_p \left(1 + \frac{\lambda}{2\alpha R_0}\right)} \left[\frac{\lambda}{2R_0} + \frac{b}{2\sqrt{t} \left(1 + \frac{\lambda}{2\alpha R_0}\right)} \right], \quad (25)$$

где λ — коэффициент теплопроводности породного массива, $\text{ккал/м} \cdot \text{час} \cdot \text{град}$;

α — коэффициент теплоотдачи стенок выработки, $\text{ккал/м}^2 \cdot \text{час} \cdot \text{град}$;

$b = 2 \sqrt{\frac{\lambda c_1 \gamma}{\pi}}$ — коэффициент теплоусвоения пород, $\text{ккал/м}^2 \cdot \text{час} \cdot \text{град}$;

c_1 — удельная теплоемкость пород, $\text{ккал/кг} \cdot \text{град}$;

γ — удельный вес породы, кг/м^3 ;

$R_0 = \frac{U}{2\pi t}$ — эквивалентный радиус выработки, м ;

t — срок существования выработки, час .

Знак (+) перед ξ у относится к случаю, когда относительная влажность от околоствольного двора к забоям возрастает, а знак (—) — когда она уменьшается. Знак (+) перед $\sin \psi$ относится к уклонам, а (—) — к бремсбергам.

Значения величин c_p , r , m , l те же, что и в формуле (22);

г) температура воздушной струи в верхнем пункте очистного забоя $\theta_{0.3}$ в градусах

$$\theta_{0.3} = -\frac{1}{2} \left(\frac{11,35}{\varphi_2} + \frac{23,6k}{G\varphi_2} - 18,45 \right) + \sqrt{\frac{1}{4} \left(\frac{11,35}{\varphi_2} + \frac{23,6k}{G\varphi_2} - 18,45 \right)^2 + \frac{47,1 (\sum Q + kT_{п.ср})}{G\varphi_2} + \frac{\theta_0}{\varphi_2} \left(11,35 - \frac{23,6k}{G} \right) + \frac{28a_1}{\varphi_2} - 338}, \quad (26)$$

где θ_0 — температура вентиляционной струи в нижнем пункте лавы, град ;

d_1 — влагосодержание в нижнем пункте лавы, г/кг;
 φ_1 — относительная влажность в верхнем пункте лавы, %;
 $\sum Q$ — количество тепла, выделяющееся в лаве и не зависящее от температуры воздуха в лаве, ккал/час;
 $T_{\text{ср}}$ — средняя температура пород в очистном забое, град;
 $k = F\alpha + g$;
 F — поверхность породных стенок очистного забоя, м²;
 $g = 33f$;
 f — поверхность отбитого кускового угля (для лавы длиной 150 м $f = 20$ м²; для лавы длиной 200 м $f = 30$ м²), м².

Значение величины удельного тепловыделения от окисления пород g_0 принимается: для капитальных выработок, расположенных недалеко от подающего ствола, закрепленных бетонной или металлической крепью, 3,0—4,5 ккал/м²·час; для остальных откаточных выработок 6,5 ккал/м²·час; для очистных забоев — 13 ккал/м²·час.

Значения теплофизических констант приведены в табл. 13.

Таблица 13

Теплофизические константы и удельный вес пород

Порода	Средний удельный вес, кг/м ³	Средние значения теплофизических констант			
		Теплоемкость, ккал/кг·град	Теплопроводность, ккал/м×час·град	Температуропроводность, м ² /час	Коэффициент теплоусвоения ккал/м ² ×час ^{0,5} ·град
Уголь	1225	0,283	0,251	$5,92 \cdot 10^{-4}$	10,6
Сланец	2596	0,216	1,52	$25,9 \cdot 10^{-4}$	33,4
Песчаник	2405	0,204	2,2	$35,1 \cdot 10^{-4}$	37,2

Коэффициент теплоотдачи α определяется по формуле

$$\alpha = \frac{2\varepsilon\omega^{0,8}\gamma^{0,8}U^{0,2}}{S^{0,2}}, \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{час} \cdot \text{град}, \quad (27)$$

где ε — коэффициент шероховатости стенок выработок, изменяющийся в пределах от 1,85 до 3,10;

ω — скорость движения воздуха, м/сек;

γ — удельный вес воздуха, кг/м³;

U — периметр выработки, м;

S — площадь поперечного сечения, м²;

Тепловыделение местных источников можно определить по номограммам, данным в приложениях 5—9.

Влагосодержание воздуха определяется из выражения

$$d = 622 \frac{\varphi \cdot P_{\text{н}}}{B - \varphi P_{\text{н}}}, \text{ г/кг}, \quad (28)$$

где ϕ — относительная влажность воздуха, %;

P_n — давление насыщающих воздух водяных паров, мм рт. ст.;

B — нормальное атмосферное давление ($B = 760$ мм рт. ст.), мм рт. ст.

Кроме приведенных, есть и другие методы тепловых расчетов (А. Ф. Воробаева, О. А. Кремнева, Ю. В. Дядькина и др.), изложенные в соответствующей технической литературе [42, 29, 30 и др.].

§ 17. БОРЬБА С ВЫСОКИМИ ТЕМПЕРАТУРАМИ В ШАХТАХ

В достаточно глубоких шахтах могут возникать такие условия, когда без проведения специальных мер нормальные тепловые условия в выработках сохранить трудно или невозможно.

Комплекс мероприятий, позволяющий поддерживать в выработках определенные атмосферные условия, называется кондиционированием воздуха.

Существуют следующие способы понижения температуры воздуха в рудничных выработках без искусственного его охлаждения.

1. Повышение интенсивности проветривания отдельных участков или шахты в целом.

При увеличении скорости движения воздуха он менее продолжительное время находится в контакте с нагревающими его породами, с поверхностями, отдающими теплоту окислительных процессов, и другими источниками тепла и, следовательно, меньше нагревается.

2. Осуществление рациональной схемы проветривания, при которой предусматривался бы наиболее короткий путь свежей струи до рабочих забоев. Например, в определенных условиях может оказаться выгодным применение диагональной схемы проветривания с расположением фланговых стволов не у границ, а в середине каждого из крыльев, с подачей свежего воздуха в шахту по этим стволам и выходом исходящей струи в центре шахтного поля.

Ввиду большей охлажденности выработок вентиляционного горизонта и меньшего тепловыделения в них целесообразным может быть также применение нисходящего проветривания, если оно в данных условиях не противоречит Правилам безопасности.

В некоторых случаях возможна подача воздуха по специальным вентиляционным выработкам с повышенными скоростями его движения. При этом следует, однако, учитывать, что чрезмерное повышение скорости (свыше предусмотренных ПБ) себя не оправдывает.

3. Предотвращение увлажнения воздуха путем принятия мер по устранению капежа, изоляции водоотливных канавок и т. д.

4. Уменьшение источников тепловыделения и понижения интенсивности тепловыделения: уборка отбитого угля, леса; уборка угольной пыли; крепление выработок бетонной и металлической крепью; замена электрических машин пневматическими, поскольку в последних тепловыделения от работы компенсируются охлаждением отработанного воздуха, и другие подобного рода меры.

5. Для вновь проходимых выработок положительный эффект дает теплоизоляция стенок (например, опилками, золой).

Когда перечисленных мер недостаточно или применение их нецелесообразно, прибегают к комплексу мероприятий по искусственному регулированию тепловой эффективности воздуха (тепловое кондиционирование).

Тепловое кондиционирование осуществляется следующими способами:

1) кондиционированием при помощи теплоуравняющих каналов. Сущность способа состоит в том, что вблизи ствола проходится по два-четыре шурфа, сбиваемых попарно между собой и со стволами каналами на глубине зоны постоянных температур. При помощи вентиляторов зимой холодный воздух пргоняется по изолированным от ствола каналам, охлаждая окружающие их породы; воздух для проветривания шахты поступает через устье ствола. Летом устье ствола перекрывается и воздух подается через шурфы и каналы, охлажденные за зиму;

2) охлаждением рудничного воздуха льдом и холодной водой.

Удачный опыт использования льда имел место на руднике «Фруд-Стоби» (Канада). Воздух, поступающий в шахту зимой, нагревался за счет тепла, выделяемого при замерзании разбрызгиваемой в специальных камерах воды. Летом при прохождении через эти камеры воздух охлаждается за счет поглощения тепла тающим в камерах льдом.

Имеются также примеры использования льда для охлаждения воды на поверхности или под землей и охлаждения воздуха разбрызгиванием холодной воды через форсунки;

3) охлаждением посредством испарения жидкого воздуха, подаваемого в шахту по теплоизолированному трубопроводу с поверхности;

4) искусственным осушением поступающего в шахту воздуха специальными сорбентами (силикагель, хлористый кальций), что обеспечивает снижение его температуры при последующем увлажнении;

5) кондиционированием рудничного воздуха смешением его в подземных выработках со струей сжатого воздуха, расширяющегося без отдачи или с отдачей (в турбодетандере) внешней работы. При этом сжатый воздух подается с поверхности при давлении до 200 ат с температурой 25—30°;

6) кондиционированием с применением водовакуумной установки, в которой вода испаряется за счет создания (при помощи эжектора) разряжения в водоиспарителе. Охлажденная вода по теплоизолированному трубопроводу подается к разбрызгивающим форсункам и, нагревшись от рудничного воздуха (который при этом охладится), возвращается вновь в водоиспаритель;

7) кондиционированием с применением холодильных машин. В качестве примера, поясняющего принцип действия холодильной машины, на рис. 56 приведена схема модели опытной воздушной установки;

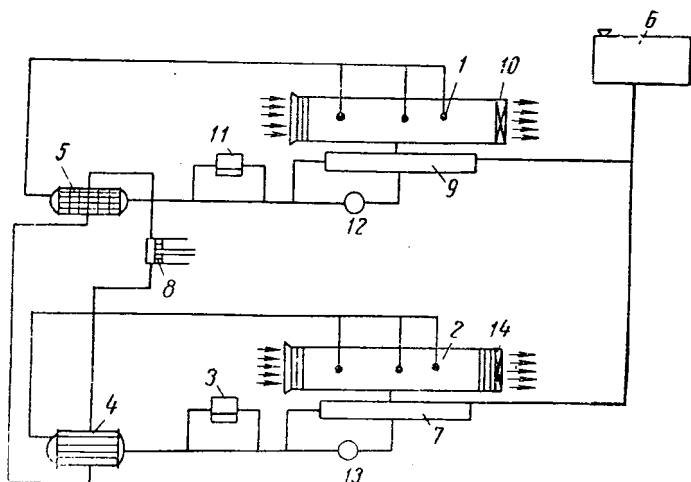


Рис. 56. Схема модели опытной воздухоохлаждающей установки МакНИИ

хоохлаждающей установки, сконструированной МакНИИ [98] и успешно прошедшей испытания на шахте № 17—17-бис (Донбасс).

Машина имеет три замкнутые системы: одну для фреона и две для воды.

Компрессор холодильной машины 8 засасывает из испарителя 5 пары фреона (хладагента), сжимает их и нагнетает в конденсатор 4. Из конденсатора жидкий фреон подается в испаритель, где он вновь переходит в пар за счет тепла, отбираемого им у воды, омывающей трубки испарителя. Цикл движения фреона таким образом замыкается.

Вода (хладоноситель), охлажденная в испарителе, насосом 12 нагнетается к форсункам камеры воздухоохлаждителя 1, где она разбрызгивается, охлаждая просасываемый через камеру вентилятором 10 рудничный воздух. Нагревшаяся за счет теплоты рудничного воздуха вода стекает в поддон 9 и снова идет в испаритель.

Вода, нагретая в конденсаторе 4, насосом 13 подается в камеру водоохладителя 2, где форсунками разбрызгивается в потоке движущегося воздуха, засасываемого вентилятором 14. Охлажденная вода поступает в поддон 7 и насосом 13 вновь подается в конденсатор 4. Если вода загрязнена, она пропускается через механические фильтры 3 и 11. Для питания системы водой имеется бак 6.

Различных типов холодильных машин, применяемых в них хладагентов и хладоносителей, схем размещения самих машин и их воздухоохладителей довольно много.

Наиболее удобно и безопасно размещение холодильных машин на поверхности. В этом случае применима любая машина. Охлаждению можно подвергать весь поступающий в шахту воздух. Однако для глубоких шахт это во многих случаях невозможно, так как для того, чтобы воздух имел в лаве нужную температуру, приходится охлаждать его на поверхности до отрицательных температур, что недопустимо из-за возможности обмерзания воздухоподающего ствола. Можно охлаждать воздух вблизи лав хладоносителем, подаваемым с поверхности, но это требует монтажа и эксплуатации соответствующих трубопроводов и теплообменных аппаратов (воздухоохладителей).

Можно располагать холодильные машины на глубоких горизонтах в шахте. При этом сокращается длина изолированных трубопроводов и уменьшаются потери холода, но возникают некоторые трудности с отводом тепла от холодильной машины. Местная воздухоохладительная установка, располагаемая непосредственно вблизи забоя, выгодна и удобна, но она достаточна лишь в том случае, когда при движении к лаве воздух не нагревается выше предельнодопустимой температуры. В противном случае охлаждение воздуха на поверхности или в околоствольном дворе становится необходимым даже при наличии местной установки вблизи лавы.

Учитывая, что при достаточно длинной лаве воздух в ней может сильно нагреваться, можно предусматривать ступенчатое охлаждение лавы за счет подачи части охлажденного воздуха по трубам в среднюю часть забоя.

Кондиционирование воздуха на ряде шахт Африки и других районов, имеющих горные работы на больших глубинах, осуществляется давно. В Советском Союзе надобность в тепловом кондиционировании возникла сравнительно недавно, потому большого практического опыта применения различных типов холодильных машин и схем охлаждения на отечественных рудниках пока нет.

Часть вторая

ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ

Глава IV

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАСЧЕТА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ

§ 18. ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ВОЗДУХА

В аэродинамике воздух рассматривается как однородное текучее, обладающее свойствами газа. Основными физическими величинами, характеризующими свойства воздуха как газа, являются следующие.

Объемный вес (γ), называемый обычно удельным весом, — вес единицы объема воздуха

$$\gamma = \frac{G}{V}, \text{ кг/м}^3; \quad (29)$$

где G — вес воздуха (кг) в объеме V (м³).

Плотность (ρ) — количество массы (m) воздуха, заключающееся в единице его объема (V).

$$\rho = \frac{m}{V} = \frac{\gamma}{g}, \text{ кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4. \quad (30)$$

Удельный объем (v) — объем единицы веса

$$v = \frac{V}{G} = \frac{1}{\gamma}, \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Теплоемкость (c) — количество тепла в больших калориях, которое необходимо затратить, чтобы температуру 1 кг воздуха повысить на 1° — при постоянном давлении (c_p) или при постоянном объеме (c_v), ккал/кг · град воздуха.

Вязкость — сопротивление воздуха касательным усилиям, характеризуемое коэффициентом вязкости μ , кг · сек/м².

Кинематическая вязкость (ν) — отношение коэффициента вязкости к плотности

$$\nu = \frac{\mu}{\rho}, \text{ м}^2/\text{сек}. \quad (31)$$

Воздух как газ подчиняется следующим основным законам:
закону Бойля — Мариотта

$$PV = \text{const}; \quad (32)$$

закону Гей — Люссака

$$\frac{V_1}{V_2} = \frac{T_1}{T_2} \quad (33)$$

и уравнению газового состояния:

$$PV = RT. \quad (34)$$

В формулах (32), (33) и (34) приняты следующие обозначения:

P — давление воздуха, кг/см^2 ;

T — абсолютная температура, $^\circ\text{К}$;

V — удельный объем воздуха, $\text{м}^3/\text{кг}$;

R — газовая постоянная (для сухого воздуха ее значение равно 29,27).

В вентиляции различают следующие виды давления воздуха.

Абсолютное давление (P) — давление столба воздуха на площадь своего основания

$$P = \gamma HS, \text{ кг}, \quad (35)$$

или для единицы площади (**удельное давление**)

$$P = \gamma H, \text{ кг/м}^2, \quad (36)$$

где H — высота столба воздуха, м .

Так как слой воды высотой 1 мм создает давление, равное 1 кг/м^2 , то, следовательно, давление, выраженное в кг/м^2 , численно равно давлению, выраженному в мм вод. ст.

Скоростное давление ($h_{\text{ск}}$), или динамический напор, — давление движущегося воздуха на неподвижную плоскость, расположенную перпендикулярно к направлению движения потока

$$h_{\text{ск}} = \frac{\gamma v^2}{2g}, \text{ кг/м}^2 \text{ или мм. вод. ст.}, \quad (37)$$

где v — скорость движения воздуха, м/сек ;

g — ускорение земного притяжения, м/сек^2 .

Депрессия (h) — разность давлений воздуха в двух различных сечениях воздухопровода, обеспечивающая перемещение воздуха между этими сечениями. Депрессия выражается в тех же единицах, что и удельное давление, т. е. в кг/м^2 или в мм вод. ст.

В вентиляции за стандартный принимают воздух, находящийся под давлением 760 мм рт. ст., при температуре 15° и с относительной влажностью 60%.

При этих условиях $\gamma_0 = 1,2 \text{ кг/м}^3$; $\rho_0 = 0,122 \text{ кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$;
 $\mu = 1,84 \cdot 10^{-6} \text{ кг} \cdot \text{сек}/\text{м}^2$; $\nu = 14,9 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{сек}$; $c_p =$
 $= 0,239 \text{ ккал/кг} \cdot \text{град}$; $c_v = 0,170 \text{ ккал/кг} \cdot \text{град}$.

Для нестандартных условий, пренебрегая незначительным влиянием изменения влажности, удельный вес воздуха определяют по формуле

$$\gamma = 0,461 \frac{P}{T}, \quad (38)$$

где P — абсолютное давление воздуха, *мм рт. ст.*;

T — абсолютная температура воздуха, *град К.*

Абсолютное давление воздуха P в значительной степени зависит от геодезической высоты пункта измерения относительно уровня моря. Так, в забое проходимого ствола шахты абсолютное давление больше, чем в устье, на величину γH , где γ — удельный вес воздуха, H — расстояние по вертикали от устья до забоя.

Коэффициент кинематической вязкости для нестандартной температуры можно определить по формуле

$$\nu = 1,75 \cdot 10^{-6} (1 + 0,00278t), \quad (39)$$

где t — температура воздуха, *град.*

Теплоемкость воздуха для шахтных условий изменяется в пределах 1%, что при расчетах можно не учитывать.

§ 19. УРАВНЕНИЕ БЕРНУЛЛИ

Для элементарной струйки находящегося в движении идеального несжимаемого газа закон сохранения энергии выражается уравнением Бернулли

$$P + \gamma z + \frac{\gamma v^2}{2g} = \text{const}, \quad (40)$$

где P — статическое давление в данном сечении трубопровода, *кг/м²*;

z — высота сечения от плоскости сравнения, *м*;

γ — объемный вес газа, *кг/м³*;

v — скорость движения газа, *м/сек*;

g — ускорение земного притяжения, *м/сек²*.

Каждый из членов формулы (40) представляет собой один из видов энергии 1 *м³* газа.

Таким образом, если взять объем V газа (рис. 57) в сечении $I—I$ и тот же объем газа в сечении $II—II$, то сумма энергий, которой обладает данный объем идеального газа в каждом из этих сечений, будет одна и та же.

В применении к потоку реального газа или жидкости, обладающего определенной вязкостью, например, движущегося воздуха, который условно можно считать несжимаемым, закон Бернулли без учета неравномерности распределения скоростей в начальном и конечном сечениях потока выразится уравнением

$$P_1 + z_1 \gamma_1 + \frac{\gamma_1 v_1^2}{2g} = P_2 + z_2 \gamma_2 + \frac{\gamma_2 v_2^2}{2g} + h_{\text{сопр}}. \quad (41)$$

Здесь левая часть уравнения, относящаяся к сечению $I-I$, отличается от правой части, относящейся к сечению $II-II$, на величину $h_{\text{сопр}}$, выражающую собой потерю давления на преодоление сопротивления движению воздуха, обусловленное его вязкостью. Из уравнения (41) следует

$$h_{\text{сопр}} = (P_1 - P_2) + \gamma_1 z_1 - \gamma_2 z_2 + \left(\frac{\gamma_1 v_1^2}{2g} - \frac{\gamma_2 v_2^2}{2g} \right). \quad (42)$$

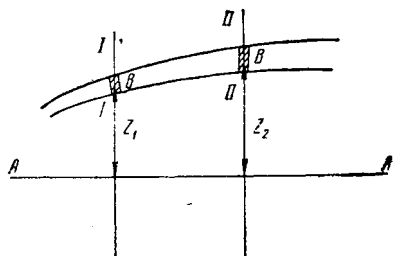


Рис. 57. Схема к уравнению Бернулли

При этом второй и третий члены правой части уравнения могут иметь положительное или отрицательное значение. Так, в случае, представленном на рис. 57, при направлении движения воздуха от сечения $I-I$ к сечению $II-II$ и $\gamma_1 = \gamma_2$ будем иметь второй член правой части уравнения отрицательным, так как $z_1 < z_2$.

Уравнение (42) позволяет сделать два весьма важных вывода: во-первых, вся разность энергии давления объема V воздуха в сечениях $I-I$ и $II-II$ расходуется на преодоление сопротивлений движению этого объема по трубопроводу и, во-вторых, общая разность энергии давления в сечениях $I-I$ и $II-II$ складывается из разностей статического, гидростатического и скоростного давлений.

Как указано выше, разность давлений в двух сечениях трубопровода, обеспечивающая движение воздуха по нему, называется депрессией.

Таким образом, применительно к схеме (см. рис. 57) $h_{\text{сопр}}$ — это депрессия трубопровода между сечениями $I-I$ и $II-II$. Очевидно, что слагающие правой части уравнения (42) можно рассматривать как депрессии, создаваемые соответственно разностью статических, гидростатических и скоростных давлений в сечениях $I-I$ и $II-II$.

Шахта в простейшем случае может быть представлена как неразветвленный трубопровод (рис. 58) $ABCD FGH$.

В применении к этому трубопроводу отдельные составляющие уравнения (42) будут иметь вполне определенные значения.

§ 20. ТИПЫ ВОЗДУШНЫХ ПОТОКОВ

Различают два основных типа потоков: 1) потоки с твердыми границами — это потоки в горных выработках, заполняющие все сечение выработки, и 2) свободные потоки — потоки, образующиеся при выходе воздуха из узкой выработки в камеру, когда

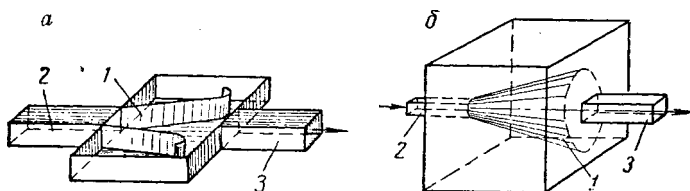


Рис. 59. Полные свободные струи:
плоская (а) и круглая (б);

1 — граница струи; 2—3 — выработки для входящей и исходящей струй воздуха

движущаяся струя воздуха не заполняет всего сечения камеры и таким образом не имеет твердых границ.

Свободная струя в зависимости от своей формы может быть круглой или плоской (рис. 59). В последнем случае она ограничивается с двух противоположных сторон твердыми границами.

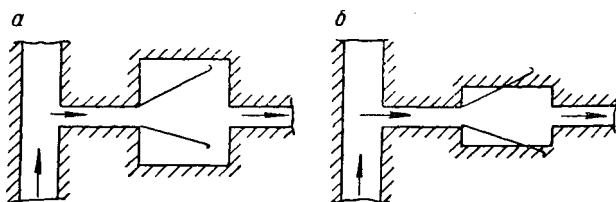


Рис. 60. Полная (а) и неполная (б) свободные струи

Различают также струи полные и неполные (рис. 60), т. е. неограниченные или ограниченные в своем развитии со всех сторон твердыми границами, параллельными струе.

Для условий проветривания шахт характерны потоки с твердыми границами, относительно которых и изложена в основном теория вентиляционных расчетов.

§ 21. ЗАКОНЫ СОПРОТИВЛЕНИЯ

Под законом сопротивления понимается зависимость между скоростью движения воздуха по воздухопроводу, сопротивлением воздухопровода и депрессией, которую необходимо затратить для преодоления этого сопротивления.

Опытным путем доказано, что в общем виде закон сопротивления можно выразить уравнением

$$h = cv^n, \quad (43)$$

где c — коэффициент, характеризующий воздух, а также размеры и шероховатость воздухопровода;

v — скорость движения воздуха;

n — показатель степени, зависящий от режима движения.

Уравнение (43) по-разному конкретизируется в зависимости от режима движения и вида сопротивления.

1. Режимы движения воздуха

Различают два режима движения воздуха: ламинарный и турбулентный.

При ламинарном движении отдельные струйки воздуха, составляющие поток, не смешиваются между собой (рис. 61).

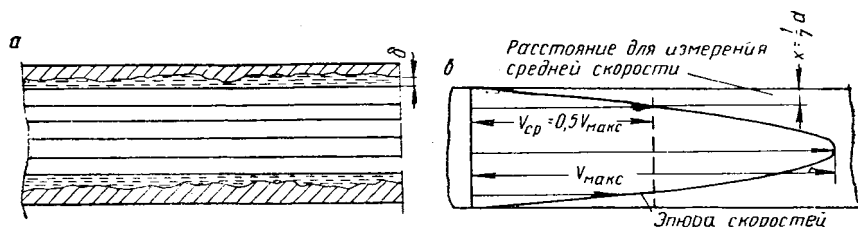


Рис. 61. Структура потока при ламинарном режиме движения

Каждая частица воздуха в потоке имеет только поступательное движение, и перемещения частиц из струйки в струйку не происходит. При установившемся ламинарном движении у стенок трубопровода создается ламинарная пленка (см. рис. 61, а), закрывающая выступы шероховатости стенок трубопровода. Наличие вязкости воздуха обуславливает передачу тормозящего влияния стенок трубопровода к другому слою воздуха к другому слою, и эпюра скоростей потока (см. рис. 61, б) имеет поэтому вид параболы ($v_{cp} = 0.5 v_{max}$).

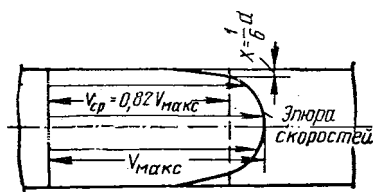


Рис. 62. Структура потока при турбулентном режиме движения

При ламинарном движении показатель степени n в уравнении (43) равен единице; коэффициент трения не зависит от шероховатости трубопровода и с увеличением скорости потока уменьшается вследствие увеличения сил инерции частиц потока.

Однако сохранение ламинарного режима движения воздуха возможно только в определенных пределах скорости потока. С нарастанием скорости на определенном этапе возникают резкие качественные изменения структуры потока — движение из ламинарного переходит в турбулентное.

В турбулентном потоке частицы жидкости при общем их поступательном движении непрерывно перемещаются по всему сечению потока в поперечном направлении. Распределение скоростей в поперечном сечении потока несколько выравнивается (рис. 62) по сравнению с ламинарным движением и $v_{cp} = (0,8 \div 0,9) v_{max}$. Показатель степени в уравнении (43) в этом случае близок к двум. Коэффициент сопротивления трения при турбулентном режиме оказывается тем больше, чем больше шероховатость трубопровода, но не зависит при вполне развившейся турбулентности от скорости движения потока.

2. Критерии подобия

Для того чтобы два потока были подобны, должно быть соблюдено геометрическое и механическое подобие и распределение скоростей в обоих потоках должно быть одинаковым. Геометрическое подобие соблюдается, если все геометрические размеры одного потока находятся в одном и том же соотношении с соответствующими геометрическими размерами другого потока.

Механическое подобие обеспечивается равенством для обоих потоков чисел Рейнольдса (Re).

Для круглых трубопроводов

$$Re = \frac{v_{cp} d}{\nu} \quad (44)$$

Для штрекообразных выработок

$$Re = \frac{4S v_{cp}}{P \nu} \approx \frac{4S v_{cp}}{4,16 \sqrt{S} \nu} \quad (45)$$

где Re — число Рейнольдса (безразмерная величина);
 v_{cp} — средняя скорость потока, м/сек;
 d — диаметр трубопровода, м;
 ν — кинематическая вязкость воздуха, м²/сек;
 S — сечение выработки, м²;

$P \approx 4,16 \sqrt{S}$ — периметр выработки, м.

Движение переходит из ламинарного в турбулентное в гладких трубах при $Re = 2300$, в горных выработках при $Re = 1000 - 1500$.

Переход ламинарного движения в турбулентное наглядно иллюстрируется графиками, приведенными на рис. 63. Измерены потери на трение при разных скоростях движения воздуха в гладких трубах с искусственно созданной шероховатостью, характеризующейся показателем

$$n = \frac{k}{d},$$

где k — средняя высота выступа шероховатости;
 d — диаметр трубы.

Сопротивление выражено коэффициентом λ , скорость потока — числом Re . График построен в логарифмических координатах. Как видно из графика, при Re до 2000 ($\lg Re = 3,3$), что соответствует ламинарному движению, закон изменения сопротивления для всех труб выражается одной линией — наклонной AB . В этом случае трение потока о стенки трубопровода отсутствует, сопротивление не зависит от шероховатости ($\lambda = \frac{64}{Re}$) и одинаково для всех труб; оно зависит лишь от скорости и вязкости текучего и уменьшается с увеличением Re . С увеличением

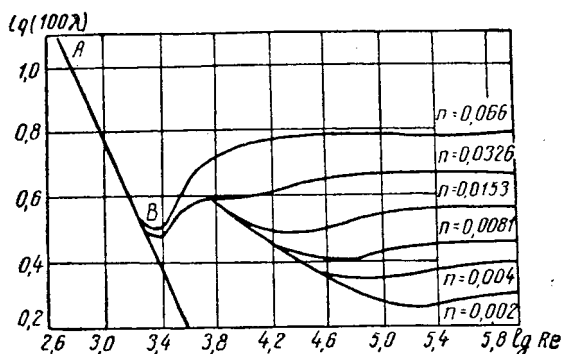


Рис. 63. Зависимость сопротивления от числа Рейнольдса

скорости движения текучего в сильно шероховатых трубах происходит нарушение ламинарного движения. Коэффициент λ начинает резко возрастать и зависит уже как от шероховатости, так и от числа Re . При дальнейшем увеличении скорости λ достигает при данной шероховатости трубы, своего наибольшего значения, которое и сохраняется в дальнейшем независимо от возрастания Re . Кривая зависимости λ от Re становится параллельной оси $\lg Re$. Если шероховатость не очень велика, то некоторое время сохраняется зависимость $\lambda = \frac{0,316}{Re^{0,25}}$, когда имеет место

турбулентность, обусловленная лишь вязкостью жидкости, но при возрастании скорости режим в конечном счете переходит в турбулентный с соответствующим возрастанием λ до постоянного значения $\lambda = \text{const}$. Таким образом, чем больше шероховатость, тем скорее движение приобретает характер турбулентного и тем выше оказывается постоянное значение сопротивления (λ).

Как показано на графике (см. рис. 63), при $Re > 100\,000$ полное развитие турбулентности имеет место для всех труб. В горных выработках полное развитие турбулентности наступает, по-видимому, при $Re > 50\,000$. Для выработки сечением 5 м^2

этому значению Re будет соответствовать скорость [из формулы (45)]

$$v = \frac{50\,000 \cdot 4.16 \sqrt{5} \cdot 14.9 \cdot 10^{-6}}{4 \cdot 5} = 0.36 \text{ м/сек.}$$

Учитывая это, считают, что в действующих горных выработках движение либо вполне турбулентно, либо близко к нему ($n = 2 \div 1.75$), соответственно чему аэродинамическое сопротивление выработок считают не зависящим от скорости движения воздуха. Допустимость такого положения проверялась рядом исследователей, и хотя практически имеются выработки, для которых зависимость между h , R и Q выражается, например, уравнением $h = RQ^{1.8}$, тем не менее принимают квадратичную зависимость между h и Q

$$h = RQ^2.$$

Неточностью, возникающей вследствие такого допущения, пренебрегают.

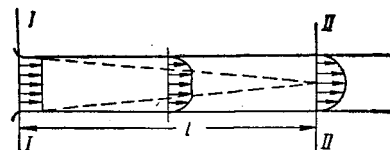


Рис. 64. Распределение скоростей в начальном участке трубопровода

При практическом исследовании и моделировании потоков следует учитывать два обстоятельства.

1. Для начального участка трубопровода структура потока отличается от описанной выше тем, что распределение скоростей в поперечном сечении потока в этом случае не является стабильным (рис. 64). Эта стабильность наступает только на некотором расстоянии l от входа, но наступает непременно, независимо от того, вошел поток в трубопровод спокойным или возмущенным. Так, если рассматривать поток входящим в трубу с одной для всего сечения потока скоростью, то тормозящее влияние стенки трубопровода сказывается на распределении скоростей в потоке не сразу. В начальной части участка l (см. рис. 64) тормозятся только прилегающие к стенке слои жидкости. Постепенно это торможение распространяется в глубь потока, пока не достигнет его оси. Картина скоростей в сечениях $I-I$ и $II-II$ различна, что следует учитывать при производстве измерений. После сечения $II-II$ распределение скоростей в потоке остается уже стабильным.

Длина участка l составляет:

для ламинарного режима

$$l = 0.028 Re d; \quad (46)$$

для турбулентного режима

$$l = 0.639 Re^{0.25} d, \quad (47)$$

где d — диаметр трубопровода.

2. При ламинарном движении скорости в сечении потока распределяются по параболе независимо от средней скорости, т. е. движение **автомодельно** для разных скоростей. То же можно принимать приближенно и для вполне установившегося турбулентного потока при больших числах Рейнольдса ($> 80\,000$), так как изменение в распределении скоростей в потоке в этом случае незначительно.

По исследованиям В. Н. Воронина, для точного установления подобия распределения скоростей по сечению потока необходимо иметь в дополнение к геометрическому подобию потоков и равенству для них чисел Рейнольдса, обычно используемых в качестве критериев подобия, также и равенство предложенных В. Н. Ворониным критериев Скочинского, учитывающих характер турбулентности потоков (см. В. Н. Воронин. Основы рудничной аэрогазодинамики. Углетехиздат, 1951).

3. Особенности движения воздуха при проветривании выработки свободной струей

В потоках с твердыми границами и при ламинарном, и при турбулентном режиме воздух движется всей массой в одном направлении. Таким образом, обновление воздуха в выработке происходит путем замены одного объема воздуха другим. Дви-

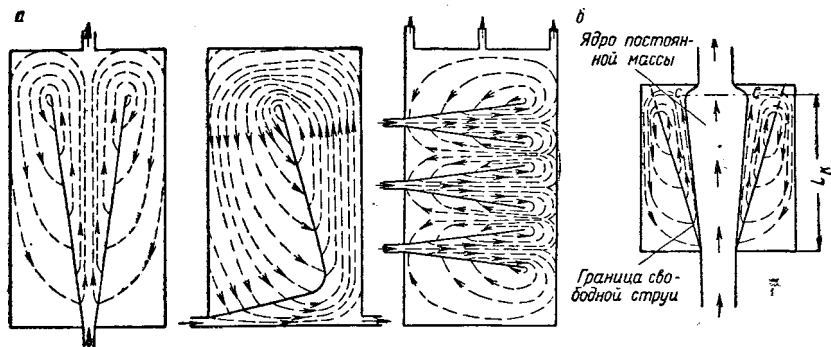


Рис. 65. Схема движения воздушных потоков в камере (а), общая картина движения воздуха в камерообразной выработке (б) с плоской свободной струей

жение воздуха в выработках, проветриваемых свободной струей, например в камерах, носит более сложный характер, что видно из штриховых рисунков (рис. 65).

Поступающая в камеру турбулентная свободная струя свежего воздуха вступает во взаимодействие с заполняющим камеру загрязненным воздухом. В результате этого взаимодействия возникает движение загрязненного воздуха камеры. Свежая свободная струя непрерывно размывается на границе ее соприкосновения с загрязненным воздухом. Вокруг нее обра-

зуется постепенно растущая оболочка из более медленно движущихся частиц свежего воздуха и вовлеченных в это движение частиц загрязненного воздуха. Лишь часть свободной струи — ядро постоянной массы — сохраняет свою структуру.

Процесс обмена массами воздуха между турбулентной свежей струей и загрязненным воздухом камеры носит название турбулентной диффузии. Интенсивность ее характеризуется коэффициентом турбулентной диффузии, представляющим собой отношение средней концентрации газов в поперечном сечении ядра постоянной массы $c-s$ (рис. 65, б), расположенном у противоположной к входу в камеру ее стороне, к средней концентрации газов в камере. Чем больше величина этого коэффициента, тем интенсивнее проветривание камеры.

Очевидно, что взаимодействие между свободной турбулентной струей и загрязненным воздухом камеры будет носить различный характер в зависимости от относительных размеров сечений камеры и выработок, расположения и числа выработок, скоростей входа струй в камеру и т. п. Соответственно для различных условий проветривания будет различной и скорость обновления воздуха в камере.

Теория проветривания свободными турбулентными струями камер и выработок, разработанная В. Н. Ворониным и изложенная детально в его работах, является основой для технических расчетов при проектировании вентиляции камер.

4. Виды сопротивлений

В аэродинамике принципиально различают следующие виды сопротивлений:

- 1) **сопротивление трения**, обусловливаемое шероховатостью стенок трубопровода, ограничивающих поток по периферии;
- 2) **сопротивление лобовое**, имеющее место при обтекании тел, помещенных внутри потока;
- 3) **сопротивление местное**, возникающее при изменении направления и скорости движения потока.

Соответственно видам сопротивлений основной закон сопротивления (43) выражается различными формулами.

Для потери депрессии, связанной с преодолением сил трения, имеем

$$h = \beta \frac{LP}{S} \cdot \frac{\gamma v^2}{2g}, \text{ кг/м}^2 \text{ или мм вод. ст.} \quad (48)$$

или, учитывая, что $v = Q : S$, и заменяя

$$\frac{\beta \gamma}{2g} = \alpha, \quad (49)$$

получим

$$h = \alpha \frac{PL}{S^3} Q^2 = RQ^2. \quad (50)$$

Здесь β — безразмерный коэффициент трения, характеризующий шероховатость стенок трубопровода;

$\alpha = \frac{\beta \gamma}{2g}$ — коэффициент аэродинамического сопротивления, $(\text{кг} \cdot \text{сек}^2 / \text{м}^4)$;

L, P, S — соответственно длина (м), периметр (м) и площадь (м^2) поперечного сечения выработки;

Q — количество воздуха, проходящее по выработке, $\text{м}^3 / \text{сек}$;

$R = \frac{\alpha PL}{S^3}$ — аэродинамическое сопротивление, $\text{кг} \cdot \text{сек}^2 / \text{м}^8$.

Между величинами λ, β и α имеет место следующая зависимость:

$$\lambda = 4\beta = 65,4\alpha.$$

Для круглых труб и выработок уравнение (50) представляется в виде

$$h = 6,48\alpha \frac{L}{D^5} Q^2, \text{ мм вод. ст.}, \quad (51)$$

где D — диаметр трубы или выработки.

Уравнение (50) является основным расчетным уравнением в вентиляции.

Коэффициент α определяется опытным путем в шахтных выработках или с использованием законов подобия на их моделях. На основе экспериментов даются соответствующие таблицы значений коэффициента α , а также эмпирические формулы для определения этих значений расчетным путем, приведенные ниже.

Депрессия лобового сопротивления выражается эмпирической формулой

$$h_{\text{л.с}} = c' \frac{S_{\text{мид}}}{S - S_{\text{мид}}} \frac{\gamma v^2}{2g}, \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \text{ или мм вод. ст.}, \quad (52)$$

где c' — безразмерный коэффициент лобового сопротивления, зависящий от формы обтекаемого тела;

S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;

$S_{\text{мид}}$ — площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную направлению движения потока (так называемое „миделево сечение“).

$$R_{\text{л.с}} = 0,0612 \frac{c' S_{\text{мид}}}{(S - S_{\text{мид}})^3}, \text{ кг} \cdot \text{сек}^2 / \text{м}^8. \quad (53)$$

Вопрос о значении коэффициента c' , определяемого опытным путем, изучен недостаточно полно, и практические возможности его использования ограничены.

Депрессия местного сопротивления ($h_{м.с}$) выражается эмпирической формулой

$$h_{м.с} = \xi \frac{\gamma v^2}{2g}, \text{ мм вод. ст.}, \quad (54)$$

где ξ — безразмерный коэффициент местного сопротивления, определяемый опытным путем. Для различных видов местных сопротивлений значения ξ приведены ниже.

Общее аэродинамическое сопротивление поворотов, сужений и других местных сопротивлений определяется по формуле

$$R_{м.с} = 0,0612 \frac{\xi}{\Sigma^2}, \text{ кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^3. \quad (55)$$

Потери депрессии при всех видах сопротивлений пропорциональны скоростному напору, но в уравнении (50), учитывающем трение, эта зависимость скрадывается переходом от скорости к количеству воздуха. Общее сопротивление воздухопроводов определяется величинами входящих в него отдельных видов сопротивления.

§ 22. АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Для горных выработок характерно большое разнообразие типов шероховатости. В одних случаях, например, при бетонном креплении, на поток воздуха оказывает влияние только трение между воздухом и стенкой. В другом случае, например при креплении выработки рамами вразбежку, кроме сопротивления трения, имеют место: лобовое сопротивление, связанное с обтеканием стоек крепи, и местное сопротивление, обусловленное сжатием струи при прохождении через оклад и последующим расширением струи при прохождении межокладного пространства. Наконец, в таких выработках, как стволы шахт, значительная часть элементов крепи расположена непосредственно в живом сечении потока. Раздельный учет каждого вида сопротивления (сопротивления трения, а также местного и лобового сопротивления, оказываемого элементами крепи и армировки) при определении общего сопротивления выработки затруднителен. Поэтому условно полагают, что в выработке имеет место лишь сопротивление трения; при этом коэффициент α учитывает не только сопротивление трения, но и местное и лобовое сопротивление элементов крепи и армировки.

В отношении экспериментального определения коэффициентов α и нахождения различных закономерностей их изменений многочисленными исследованиями была проделана и ведется большая работа.

Основные данные о значениях α , взятые по работам А. А. Скочинского, В. Б. Комарова, Ф. А. Абрамова, А. И. Ксенофоновой и некоторых других авторов, приводятся ниже.

1. Незакрепленные штрекообразные горные выработки. В зависимости от пород, в которых пройдена выработка, коэффициент α имеет следующие значения:

1) выработки в изверженных породах:	
минимальное значение	0,0017
среднее значение	0,0027
максимальное значение	0,0036
2) выработки в осадочных породах:	
минимальное значение	0,0006
среднее значение	0,0010
максимальное значение	0,0013
3) выработки в калийном руднике	0,0008—0,0010
4) выработки в угольной шахте:	
пройденные по породе вкрест простирания	0,0010
то же, по простиранию	0,0003
штреки правильной формы по углю без подрывки	0,0005—0,0006
то же, с подрывкой	0,0007—0,0008
нечи и просеки	0,0008

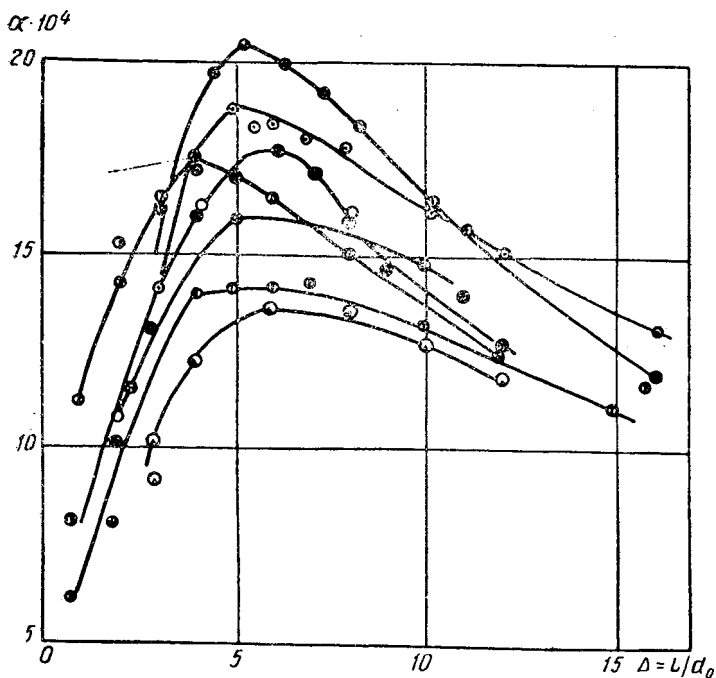


Рис. 66. Зависимость коэффициента α от продольного калибра крепи

2. Штрекообразные выработки с каменной и бетонной крепью. Значение коэффициента α составляет 0,0003—0,0004.

3. Выработки, закрепленные крепежными деревянными рамами. При этой крепи значение коэффициента α зависит от поперечного сечения выработки, диаметра стоек и продольного калибра

крепи (Δ). Под последним понимается отношение расстояния между осями соседних стоек (l) к диаметру крепи (d_0)

$$\Delta = \frac{l}{d_0}. \quad (56)$$

С изменением значения Δ изменяются затраты энергии на местные и лобовые сопротивления, связанные с обтеканием стоек. Общий характер этого изменения виден из кривых, приведенных на рис. 66.

При продольном калибре $\Delta = 1$ струя проходящего по штреку воздуха почти не имеет потери давления, связанной с попеременным сжатием струи в дверном окладе и ее расширением в междуокладном пространстве. При $\Delta = 1$ меньше и лобовые сопротивления стоек крепи за счет их лучшего обтекания струей. При $\Delta = 5-6$ потери наиболее значительны. С другой стороны, при $\Delta = 10$ количество сужений струи в окладах меньше, чем при $\Delta = 5$, воздух движется по существу в более широкой выработке, что уменьшает соответствующие затраты энергии; меньше энергии расходуется также на преодоление лобовых сопротивлений стоек. Поэтому значение α при $\Delta = 10$ и $\Delta = 1$ меньше, чем при $\Delta = 5$. Очевидно, что подобного рода явления происходят и при других видах рамного крепления (металлическое и др.).

Значения α при креплении неполными рамами из круглого леса даны в табл. 14.

Таблица 14

Значения коэффициента α для выработок, закрепленных неполными рамами из круглого леса (по А. И. Ксенофоновой)

Диаметр леса, см	Продольный калибр							Поправка на площадь поперечного сечения	
	1	2	3	4	5	6	8	S, м²	к
15	9,0	11,8	14,0	15,9	17,8	16,8	16,2	1	1,2
16	9,2	12,1	14,4	16,5	18,4	17,1	16,3	2	1,1
17	9,4	12,4	14,7	16,9	18,9	17,3	16,6	3	1,0
18	9,6	12,6	15,1	17,3	19,4	17,5	16,8	4	0,93
20	9,8	13,0	15,8	18,1	20,3	17,9	17,2	5	0,89
22	10,1	13,6	16,0	18,9	21,3	18,2	17,5	6	0,86
24	10,5	14,1	17,1	19,7	22,2	19,6	17,8	8	0,82
26	10,7	14,6	17,8	20,4	23,0	20,2	18,4	10	0,78

Примечания: 1. Значения α приведены в десяти тысячных.

2. Площадь S берется в свету крепи.

3. Табличное значение α умножается на поправочный коэффициент k .

Для определения значения α квершлаго- и штрекообразных выработок, закрепленных неполными крепежными рамами из

круглого леса, можно также пользоваться эмпирическими формулами, например, Л. Д. Ворониной

$$\alpha \cdot 10^4 = \sqrt{75 + 542 \frac{l}{\sqrt{S}}}, \quad (57)$$

где l — расстояние между осями соседних стоек, м;

S — сечение выработки в свету крепи, м².

При креплении неполными окладами из квадратного леса значения α больше на 10%.

Для крепления полными рамами круглого леса значение коэффициента α можно определять по формуле Л. Д. Ворониной

$$\alpha \cdot 10^4 = \sqrt{55 + 865 \frac{l}{\sqrt{S}}}. \quad (58)$$

4. Выработки, закрепленные металлической крепью. Значение коэффициента α может быть подсчитано по формуле В. В. Кашибадзе

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{1}{\left(a + b \lg \frac{2S}{P_K l}\right)^2}, \quad (59)$$

где a и b — коэффициенты, зависящие от типа крепи, принимаются по табл. 15;

S — поперечное сечение выработки в свету крепи, м²;

P_K — периметр закрепленной части выработки, м;

l — расстояние между соседними рамами крепи, м.

Таблица 15

Значения коэффициентов a и b в формуле (59)

Тип крепи	Коэффициенты	
	a	b
Арочная или трапециевидальной формы крепь из двутавровых балок, поставленных полостью навстречу струе	0,135	0,200
Неполные крепежные рамы из железобетонных круглых стоек с перекладами из металлических двутавровых балок	0,200	0,120
То же, из железобетонных тумб с металлическими верхняками из двутавровых балок . . .	0,230	0,098

Подсчитанные при $a = 0,135$ и $b = 0,200$ значения коэффициентов α даны в табл. 16.

5. Выработки, закрепленные сборной железобетонной крепью. Значения $\alpha \cdot 10^4$ можно определять по табл. 17.

Таблица 16

Значения коэффициента α для выработок, закрепленных арочной или трапециевидальной формой крепию из двутавровых балок, поставленных полостью навстречу струе

Номер балки d_0 , см	Значения $\alpha \cdot 10^4$ при продольном калибре крепи $\Delta = \frac{l}{d}$					Поправка на поперечное сечение выработки	
	2	3	4	5	8	сечение выработки S , м ²	поправочный коэффициент k
10	11	15	18	21	25	3	1,08
12	13	17	21	25	30	4	1,00
14	14	19	23	29	34	6	0,91
16	15	21	26	32	40	8	0,88
18	16	23	30	39	44	10	0,84

Таблица 17

Значение коэффициента α для выработок, закрепленных сборной железобетонной крепию

Характеристика крепи	Расстояние между центрами стоек или ширина плит, м	Сечение выработки в свету, м ²	Продольный калибр $\Delta = \frac{l}{d}$	$\alpha \cdot 10^4$
Рамная, прямоугольного сечения с разгружающимися консолями	0,55	5,1	3,66	11,0
	0,75		5,00	13,0
	1,00		6,70	21,0
	1,14		7,60	19,0
	1,34		10,00	18,0
Рамная, таврового сечения с разгружающимися консолями	0,94	5,0	18,80	9,0
	1,14		22,80	9,0
	1,34		26,80	7,0
Рамная или таврового сечения с затяжками ДГИ	—	5,1	—	5,0
Рамная, таврового сечения с разгружающимися консолями и ремонтной	1,14	7,8	22,80	23,0
	1,34		26,80	22,0
Плиты УРП четырехшарнирной конструкции	0,32	5,08—8,0	3,56	10,7
	0,50		5,56	14,0
	0,64		7,10	17,4
	1,00		11,20	19,0
Плиты УРП полигонального сечения	0,32	8,0—11,5	4,60	10,0
	0,50		7,15	12,5
	0,64		9,15	13,0
	1,00		14,30	16,5

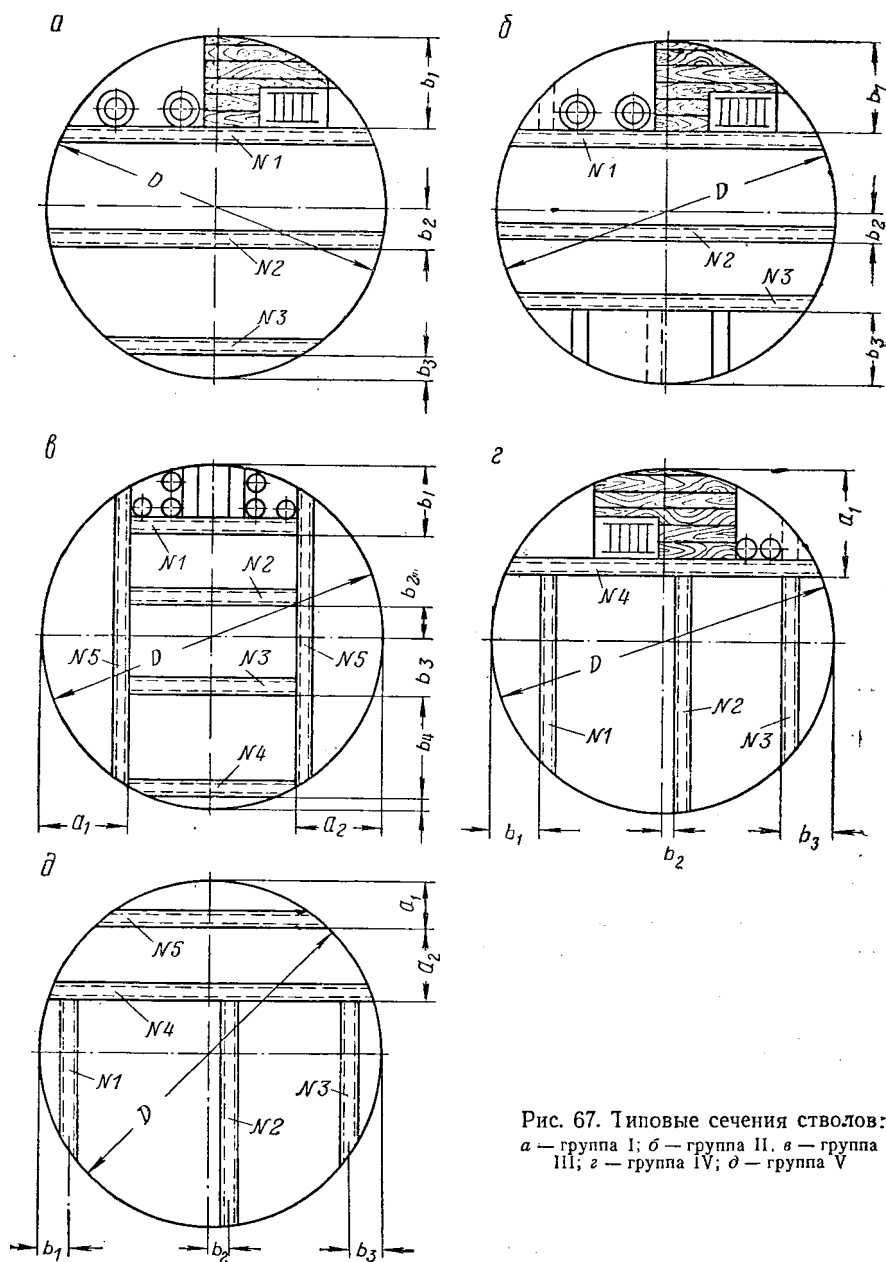


Рис. 67. Типовые сечения стволов:
 а — группа I; б — группа II; в — группа III; г — группа IV; д — группа V

6. **Шахтные стволы.** Ввиду особого характера шероховатости стволы относятся в отдельные группы выработок. Данных о сопротивлениях шахтных стволов имеется много.

В качестве ориентирующего материала для подбора значений α для стволов можно использовать данные, заимствованные из работы А. И. Ксенофоновой (табл. 18), составленные применительно к пяти типовым группам стволов (рис. 67).

Для быстрого подсчета α бетонированного ствола с армровкой П. И. Мустель рекомендует формулу

$$\alpha = k \frac{\sum S_m}{\sqrt{D^3}} \cdot \frac{S^2}{S_{\text{ист}}^3}, \quad (60)$$

где k — опытный коэффициент, равный 0,033 для расстрелов прямоугольного профиля и 0,04 при двутавровом профиле расстрелов;

$\sum S_m$ — сумма миделевых сечений всех расстрелов, м^2 ;

l — расстояние между расстрелами по оси ствола, м ;

D — диаметр ствола, м ;

S — площадь поперечного сечения ствола в свету бетонной крепи, м^2 ;

$S_{\text{ист}}$ — площадь S за вычетом площади, занимаемой лестничным отделением, м^2 .

По исследованиям П. И. Мустеля, коэффициент α для неармированных стволов, закрепленных железобетонными тубингами, равен $8,5 \cdot 10^{-4}$. Для стволов армированных α стенок равен $12 \cdot 10^{-4}$, общее для ствола значение α составляет: для ствола $D = 4,5 \text{ м}$, рассчитанного на подъем в скипах, имеющего лестничное отделение, при $l = 3,126 \text{ м} — 55,5 \cdot 10^{-4}$; для клетового ствола диаметром 6 м , с лестничным отделением — $42,7 \cdot 10^{-4}$. По сравнению с бетонными стволами коэффициенты α стволов при тубинговой крепи увеличиваются примерно на $8 \cdot 10^{-4}$.

Коэффициенты α для стволов¹ с деревянным креплением принимаются:

I. При сплошной венцовой крепи с расстрелами:

без лестничного отделения

а) при наличии двух отделений 0,0020

б) „ „ трех „ 0,0025

с лестничным отделением:

а) при наличии двух отделений 0,0030

б) „ „ трех „ 0,0035

II. При креплении стенок ствола подвесной крепью, или крепью на бабках, с лестничным отделением:

а) при наличии двух отделений 0,0030

б) „ „ трех-четырех отделений 0,0040

¹ При расчете площадь и периметр ствола считают только по тем отделениям, по которым идет воздух. Лестничное отделение из расчета исключается.

Значения коэффициента α для шахтных стволов, закрепленных бетонной, железобетонной, бетонитовой и кирпичной кладкой и армированных расстрелами двутаврового профиля

Группа	Тип по альбому	Характеристика ствола	Диаметр ствола, м	Расстояние между расстрелами, мм	Значения $\alpha \cdot 10^4$
I	H-126-6021	Клетевой, с двумя опрокидными клетями на двухтонные вагонетки, с лестничным и трубным отделениями	6,0	2000 3125 4000 6250	50 39 36 30
		То же, но без лестничного отделения		2000 4000	34 24
То же	Скиповой ствол для глубокой шахты	С четырьмя двенадцатитонными скипами, трубным и лестничным отделениями	8,0	3125 6250 3125	42 30 46
		То же, но без лестничного отделения		3125 3125 6250	37 33 22
II	H-126-6036	Клетевой, с двумя неопрокидными клетями на трехтонные вагонетки, с лестничным отделением	6,0	3025	38
III	H-126-8041	Клетевой, с двумя подъемами (две опрокидные клетки на двухтонные вагонетки и одна опрокидная клеть с противовесом) с трубным отделением, но без лестничного отделения	6,0	3125 6250	45 29
IV	H-126-4551	Скиповой, с двумя четырехтонными скипами, с лестничным отделением	4,5	3125 6250	33 22
		То же, но без лестничного отделения		3125 3125 6250	37 29 18
V	H-126-5578	Скиповой ствол, с двумя двенадцатитонными скипами, клетью с противовесом и трубным отделением, без лестничного отделения	5,5	3000	34

7. Прочие выработки. Значения α для лав:

а) механизированных	0,0045—0,0055
б) немеханизированных	0,0030—0,0035

Для печей и просеков коэффициент α при креплении двумя стойками под обопол принимают по табл. 14 со снижением на 15—20%.

Для штреков со стропильным деревянным креплением принимают $\alpha = 0,0055—0,0065$.

Для выработок с ленточными конвейерами при креплении неполными дверными окладами $\alpha = 0,0027—0,0036$.

Для гезенков с площадками в ходовом отделении $\alpha = 0,0047$.

8. При подборе значений коэффициентов α нужно иметь в виду, что они даются для нормального состояния крепи и выработки. При загромождении выработки породой, лесом и т. п. рекомендуется увеличение α в зависимости от степени загромождения на 0,0001—0,0010.

В целях учета извилистости выработки значения α изменяют на 0,0002—0,0005.

Присутствие в выработке ленточного конвейера увеличивает значение коэффициента α на 0,0015—0,0020.

Приводимые значения α можно использовать для проектных расчетов и приближенных расчетов в условиях производства. Действительные же значения сопротивлений выработок на действующих шахтах предпочтительнее определять непосредственно, методом депрессионной съемки.

9. Методы снижения коэффициента аэродинамического сопротивления α основываются на снижении шероховатости выработки и придании обтекаемых форм элементам крепи, оказывающим лобовое сопротивление. Так, при креплении неполными деревянными рамами обшивка стенок обополами вразбежку дает снижение коэффициента α на 20—40%, а при сплошной обшивке — в 3—4 раза. При креплении двутавровыми балками облицовка пространства между рамами круглым или колотым лесом дает снижение значения коэффициента α в 2,5—3 раза.

Для шахтных стволов снижение коэффициента α может быть достигнуто: обшивкой лестничного отделения и расстрелов, увеличением расстояния между расстрелами, применением обтекателей для расстрелов. Сплошная обшивка лестничного отделения со стороны подъемного отделения дает снижение значения α ствола на 20%, а обшивка вразбежку на 10%. Увеличение расстояния между расстрелами, например, в приведенном выше типе ствола Н-126-6021 с 2 до 4 м дает уменьшение значения α на 28%. Изменение формы поперечного сечения расстрелов на более обтекаемую также дает значительный эффект (рис. 68).

По подсчетам П. И. Мустеля, для стволов, закрепленных железобетонными тюбингами, за счет снабжения обтекателями одного или двух главных расстрелов, размещенных вблизи

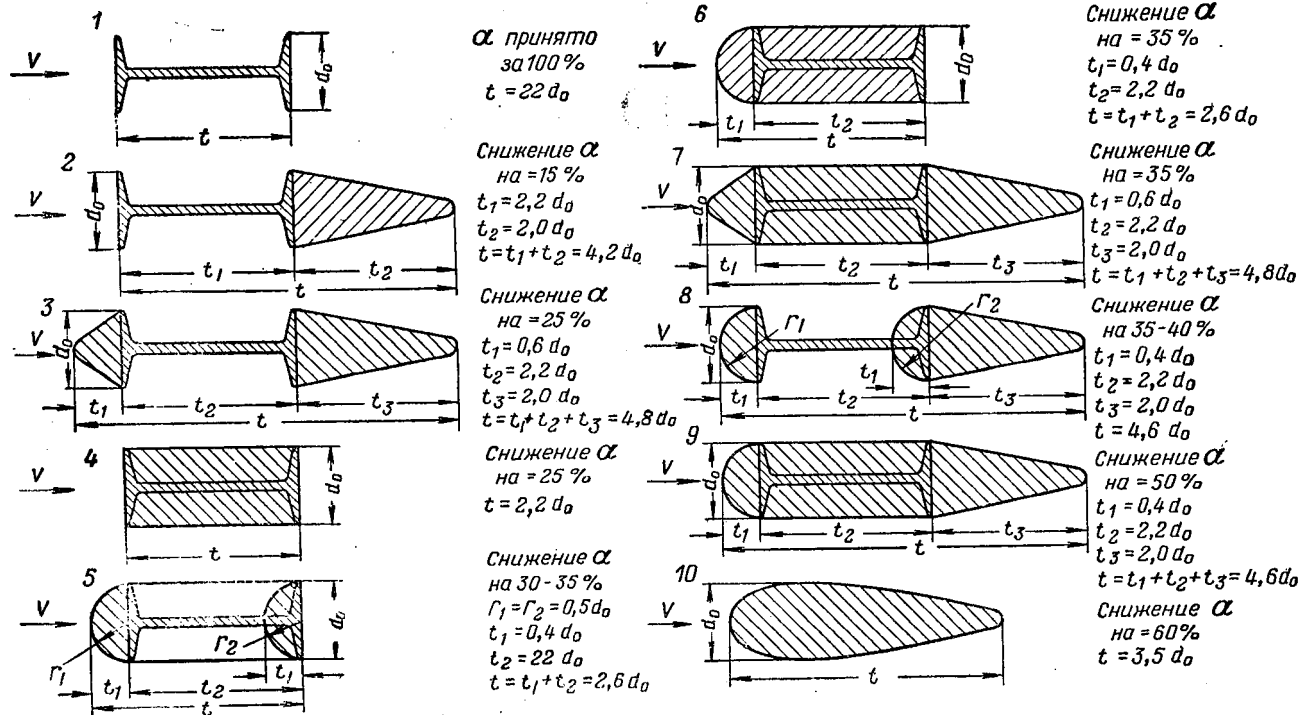


Рис. 68. Форма поперечного сечения расстрелов и ее влияние на величину коэффициента α .

центра ствола, и заделки промежутков между полками двутавров деревом или железными листами только со стороны подъемных отделений достигается снижение коэффициентов α примерно на 30%.

§ 23. МЕСТНЫЕ СОПРОТИВЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК¹

Те местные сопротивления, которые не связаны с видом крепления выработки (например, повороты, сужения и др.), представляют группу отдельно учитываемых сопротивлений.

Общая формула, выражающая потери энергии на преодоление местного сопротивления ($h = \xi \frac{\gamma v^2}{2g}$), по-разному раскрывается для отдельных видов сопротивлений.

1. Внезапное расширение струи

Если через сечения I—I и II—II (рис. 69) проходит одно и то же количество воздуха, то $v_1 > v_2$, так как $S_1 < S_2$. Поэтому струя, выходящая в сечение S_2 со скоростью v_1 , испытывает удар о массу воздуха, движущегося со скоростью v_2 . Как известно из гидравлики, потеря напора при расширении равна скоростному напору потерянной скорости, т. е.

$$h = \frac{(v_1 - v_2)^2 \gamma}{2g}, \quad (61)$$

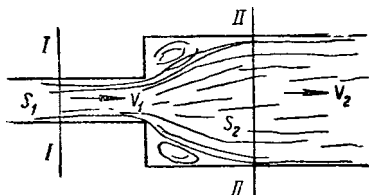


Рис. 69. Внезапное расширение струи

что и можно считать приближенной расчетной формулой для гладких трубопроводов при условии равномерного распределения скоростей в сечении потока.

Полагая

$$h = \xi \frac{\gamma v_1^2}{2g} = \frac{\gamma (v_1 - v_2)^2}{2g},$$

находим

$$\xi = \left(\frac{v_1 - v_2}{v_1} \right)^2. \quad (62)$$

Однако в шахтных выработках распределение скоростей в сечении потока неравномерно, и потому значение ξ будет фактически больше (на 5% при $S_1 : S_2 = 0,1$ и до 25% при $S_1 : S_2 = 0,8$). Кроме того, как доказал А. А. Харев, значения коэффициентов местного сопротивления зависят от шероховатости выработки.

¹ Значения коэффициентов местного сопротивления и формулы их расчета даны по А. А. Хареву [90] и А. И. Ксенофонтовой [43].

Величина коэффициента $\xi_{ш}$ для внезапного расширения с учетом шероховатости может быть подсчитана по формуле [96]

$$\xi_{ш} = \xi \left(1 + \frac{\alpha}{0,010} \right), \quad (63)$$

где ξ — коэффициент местного сопротивления гладкой выработки;

α — коэффициент аэродинамического сопротивления шероховатой выработки.

Таким образом, расчетное значение коэффициента местного сопротивления внезапного расширения струи можно приближенно найти из уравнения (62) или более точно из уравнения (63) и табл. 19 с учетом шероховатости выработки.

Таблица 19

Значения коэффициента ξ для шероховатых выработок

Значения α	Отношение $\frac{S_1}{S_2}$								
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
0,0002	1,02	0,81	0,62	0,47	0,34	0,22	0,13	0,005	0,03
0,0004	1,19	0,95	0,73	0,55	0,39	0,25	0,15	0,07	0,03
0,0006	1,36	1,09	0,83	0,62	0,45	0,29	0,18	0,08	0,03
0,0008	1,53	1,22	0,94	0,70	0,50	0,32	0,20	0,09	0,04
0,0010	1,70	1,36	1,04	0,78	0,56	0,36	0,22	0,10	0,04
0,0012	1,87	1,50	1,14	0,86	0,62	0,40	0,24	0,11	0,05
0,0014	2,04	1,63	1,25	0,94	0,67	0,43	0,26	0,12	0,05
0,0016	2,21	1,77	1,35	1,01	0,73	0,47	0,29	0,13	0,05
0,0018	2,38	1,90	1,46	1,09	0,78	0,50	0,31	0,14	0,05
0,0020	2,55	2,04	1,56	1,17	0,84	0,54	0,33	0,15	0,06
0,0022	2,72	2,17	1,66	1,25	0,90	0,58	0,35	0,16	0,06
0,0024	2,89	2,31	1,77	1,33	0,95	0,61	0,37	0,17	0,07
0,0026	3,06	2,45	1,87	1,40	1,01	0,65	0,40	0,18	0,07
0,0028	3,23	2,58	1,98	1,48	1,06	0,68	0,42	0,19	0,07
0,0030	3,40	2,72	2,08	1,56	1,12	0,72	0,44	0,20	0,08

Если расширение происходит плавно с углом конусности $\delta < 20^\circ$, то коэффициент местного сопротивления ($\xi_{ш}$) принимается с учетом коэффициента полноты удара (q) по формуле

$$\xi_{ш}' = q \xi_{ш}. \quad (64)$$

Значение $\xi_{ш}$ берется из табл. 19, а q из табл. 20.

Значения коэффициента полноты удара q в зависимости от угла конусности расширения δ

Угол конусности δ_0 , град	4	5	6	7	8	9	10	11—15	16—70
Коэффициент полноты удара q	0,07	0,09	0,11	0,12	0,14	0,16	0,17	0,20	0,30

2. Внезапные сужения

При внезапном сужении потока (рис. 70) потеря энергии вызвана отрывом потока от стенок и его сужением в сечениях $I—I$ и $II—II$ и последующим расширением в сечении $III—III$. Потеря давления на преодоление сопротивления, вызванного сужением, определяется по общей формуле

$$h_c = \xi_c \frac{\gamma v_2^2}{2g}.$$

Коэффициент местного сопротивления ξ_c зависит от соотношения поперечных сечений потока в узкой и широкой частях выработки $S_2:S_1$ и для гладких трубопроводов приведен в табл. 21.

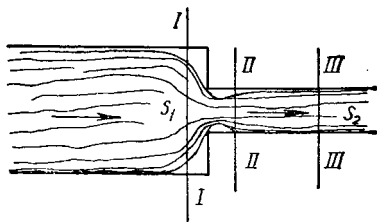


Рис. 70. Внезапное сужение струи

Таблица 21

Значения коэффициента ξ_c для внезапного сужения в гладких трубопроводах

Отношение $S_2:S_1$	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1	0,001
ξ_c	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50

Для горных выработок, как воздухопроводов шероховатых, значение коэффициента местного сопротивления, вызываемого сужением (ξ_c'), берется из табл. 22 или определяется по формуле

$$\xi_c' = \xi_c \left(1 + \frac{\alpha}{0,0013} \right), \quad (65)$$

где ξ_c — коэффициент местного сопротивления гладкой выработки (берется по табл. 21);

α — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки.

Значения коэффициента местного сопротивления внезапного сужения ξ_c для горных выработок

α	Отношение $\frac{S_2}{S_1}$								
	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1
0,0003	0,02	0,05	0,10	0,16	0,22	0,27	0,30	0,34	0,37
0,0004	0,02	0,05	0,10	0,17	0,23	0,29	0,33	0,36	0,39
0,0006	0,03	0,06	0,12	0,19	0,26	0,32	0,37	0,41	0,44
0,0008	0,03	0,06	0,13	0,21	0,29	0,35	0,40	0,45	0,48
0,0010	0,03	0,07	0,14	0,23	0,32	0,39	0,44	0,49	0,53
0,0012	0,03	0,08	0,15	0,25	0,34	0,42	0,48	0,54	0,58
0,0014	0,04	0,08	0,16	0,27	0,37	0,45	0,52	0,58	0,62
0,0016	0,04	0,09	0,18	0,29	0,40	0,49	0,56	0,62	0,65
0,0018	0,04	0,10	0,19	0,31	0,43	0,54	0,60	0,67	0,71
0,0020	0,04	0,10	0,20	0,33	0,45	0,56	0,63	0,71	0,76
0,0022	0,05	0,11	0,21	0,35	0,48	0,59	0,67	0,75	0,81
0,0024	0,05	0,11	0,23	0,37	0,51	0,62	0,71	0,79	0,85
0,0026	0,05	0,12	0,24	0,39	0,54	0,66	0,75	0,84	0,90
0,0028	0,06	0,13	0,25	0,41	0,57	0,69	0,79	0,88	0,94
0,0030	0,06	0,13	0,26	0,43	0,59	0,72	0,82	0,92	0,99

При плавном сужении потока значения коэффициента $\xi_{п.с}$ следует брать из табл. 23 без поправки на шероховатость.

Таблица 23

Значения коэффициента $\xi_{п.с}$ при плавном сужении потока

Угол конусности, град	До 5	7	10	15	20	30	40	50	60	70	80
$\xi_{п.с}$	0,06	0,16	0,17	0,18	0,20	0,24	0,28	0,31	0,32	0,34	0,35

3. Повороты потока и сложные сопротивления

При повороте потока (рис. 71) происходит перераспределение скоростей в его поперечном сечении. Поток прижимается к одной из стенок, отрываясь от другой, вследствие чего образуются вихри, происходит частичное сжатие потока и следующее затем

расширение до полного сечения трубопровода. Потери напора при повороте зависят от формы поперечного сечения, шероховатости воздуховода, угла поворота, от формы внутренней и внешней кромки колена. В сложных поворотах, например при ответвлениях выработок, картина осложняется расширением или сжатием струи за поворотом и изменением ее скорости.

Потеря напора, обусловленная поворотом потока, определяется по формуле

$$h_{\pi} = \xi_{\pi} \frac{\gamma v^2}{2g},$$

где v — средняя скорость потока за поворотом.

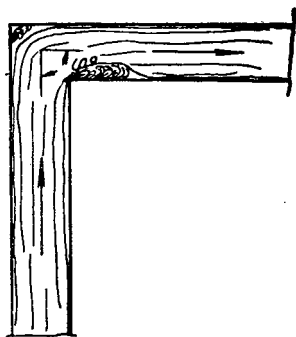
При угле поворота 90° значения коэффициента ξ_{π} следующие:

при $\frac{H}{b} = 0,2 \div 1,0$

$$\xi_{\pi} = (\xi_{\pi(0)} + 280\alpha) \frac{1}{0,35 + 0,65 \frac{H}{b}}; \quad (66)$$

при отношении $\frac{H}{b} = 1 \div 2,5$

$$\xi_{\pi} = (\xi_{\pi(0)} + 280\alpha) \frac{b}{H}, \quad (67)$$



где ξ_{π} — коэффициент местного сопротивления поворота под прямым углом;

α — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки;

H — высота выработки;

b — ширина выработки;

$\xi_{\pi(0)}$ — „нулевой“ коэффициент местного сопротивления, принимаемый по табл. 24, составленной на основании опытных данных.

Рис. 71. Поворот потока

Таблица 24

Значения коэффициента $\xi_{\pi(0)}$

Отношение $r : b$	0	0,1	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70	0,75
Значение $\xi_{\pi(0)}$	0,93	0,80	0,68	0,58	0,49	0,45	0,41	0,39	0,38

Примечание. r — радиус закругления внутренней кромки поворота.

При углах, отличных от прямого, подсчет коэффициента местного сопротивления ξ_n' производится по формуле

$$\xi_n' = x \cdot \xi_n, \quad (68)$$

где x — поправочный коэффициент, значения которого берутся из табл. 25.

Таблица 25

Значения поправочного коэффициента x в формуле (68)
в зависимости от угла поворота

Угол поворота, град	10	20	30	40	45	50	60	70	80	90	100	110	120	140
Значения x	0,05	0,12	0,19	0,28	0,33	0,38	0,51	0,63	0,80	1,0	1,32	1,63	1,98	2,43

Значения коэффициента ξ_n для поворотов под прямым углом в зависимости от коэффициента аэродинамического сопротивления α даны в табл. 26.

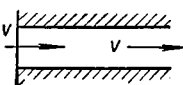
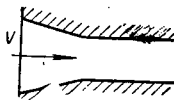
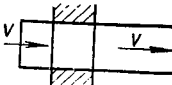
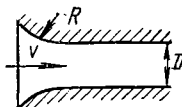
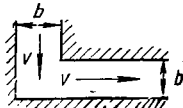
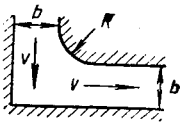
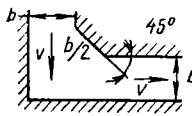
Таблица 26

Значения коэффициента ξ_n для поворотов под прямым углом
в зависимости от коэффициента трения α , радиуса скругления
внутренней кромки r и отношения $H:b$

Значение α	r	Отношение $H:b$					
		0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
0,0004	0	1,56	1,40	1,30	1,20	1,12	1,04
	0,5 b	0,84	0,76	0,70	0,65	0,61	0,56
0,0012	0	1,91	1,72	1,59	1,46	1,37	1,27
	0,5 b	1,19	1,07	0,99	0,91	0,85	0,79
0,0016	0	2,07	1,87	1,73	1,59	1,49	1,38
	0,5 b	1,35	1,22	1,13	1,04	0,97	0,90
0,0020	0	2,24	2,01	1,87	1,72	1,61	1,49
	0,5 b	1,52	1,37	1,26	1,06	1,09	1,01

Для сложных поворотов и для входов в воздухопроводы приближенные значения коэффициентов ξ можно брать по данным табл. 27.

Значения коэффициента ξ для сложных поворотов и входов в воздухопроводы

Тип местного сопротивления	Коэффициент сопротивления	Эскиз	Примечание
Вход в устье ствола шахты	0,6		При скорости v (см. эскиз)
Вход в устье ствола шахты при закругленных кромках	0,1 при $R = 0,1D$		То же
Вход в трубу с выступающим концом	0,85		"
Вход в устье ствола шахты при срезанных кромках входа	0,2		"
Поворот под углом 90° с обеими острыми кромками	0,4		"
Поворот под углом 90° с округленной только внутренней кромкой	$\left\{ \begin{array}{l} R = \frac{1}{3} b \\ \xi = 0,75 \\ R = \frac{2}{3} b \\ \xi = 0,52 \end{array} \right.$		"
Поворот под углом 90° со скошенной под углом 45° внутренней кромкой	0,66 при длине скоса, равной $\frac{1}{2}b$		"

Тип местного сопротивления	Коэффициент сопротивления	Эскиз	Примечание
Поворот с округленными обенми кромками	$\left\{ \begin{array}{l} R_t = \frac{1}{3} b \\ R_a = \frac{1}{2} b \end{array} \right\}_{0,6}$ $\left\{ \begin{array}{l} R_t = \frac{2}{3} b \\ R_a = 1\frac{7}{10} b \end{array} \right\}_{0,3}$		При скорости v (см. эскиз)
Поворот под углом 90° с профилированными лопатками	0,20		То же
Поворот под углом 90° с непрофилированными лопатками, согнутыми по поверхности кругового цилиндра	0,35÷0,37		.
Двойной поворот в одном направлении под углом 90° каждый	2,1 при $l < 8b$.
Двойной поворот в противоположном направлении под углом 90° каждый	2,4		.
Двойной поворот во взаимно перпендикулярных плоскостях	2,8		.
Двойной поворот под углом 45° каждый	$\left\{ \begin{array}{l} l = 2b \\ \xi = 0,7 \\ l = (4 \div 8) b \\ \xi = 1,1 \end{array} \right.$		—
Сопряжение под прямым углом с ответвлением от проходящей струи	3,6		При $S_2 = S_3$ $v_2/v_3 = 1$ При скорости v_2

Тип местного сопротивления	Коэффициент сопротивления	Эскиз	Примечание
Сопряжение под углом 60° с ответвлением струи	1,5		При скорости v_2
Сопряжения под прямым углом с ответвлением сходящихся струй	2,0		То же
То же, но кромки поворотов скошены под углом 45°	1,0		.
Сопряжение под углом с ответвлением струи в одну выработку	1,0		.
Сопряжение под прямым углом с присоединением боковой струи к проходящей	2,6		.
Сопряжение под углом 60° с присоединением боковой струи к проходящей	1,5		.
Сопряжение под прямым углом с разветвлением струи в двух направлениях	2,5		.
То же, но кромки поворотов скошены под углом 45°	1,5		.
Сопряжение под углом 60° с разветвлением струй в боковые выработки	1,0		.
Выход из трубы в атмосферу	1,0		При скорости v

Коэффициенты местного сопротивления ξ_n поворота под углом 90° из ствола шахты в канал вентилятора даны в табл. 28.

Таблица 28

Значения коэффициентов местного сопротивления ξ_n поворота под углом 90° из ствола в канал вентилятора

Характер перехода	Отношение $\frac{S_2}{S_1}$								
	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,00
ξ_n для поворота без кутка	0,57	0,60	0,63	0,70	0,78	0,88	1,00	1,13	1,30
ξ_n при наличии кутка выше поворота . . .	0,82	0,85	0,88	0,95	1,02	1,10	1,20	1,30	1,43

Примечания: 1. $\frac{S_2}{S_1}$ — отношение площадей поперечных сечений канала и ствола соответственно.

2. Значения ξ_n отнесены к скорости в канале.

3. Значения ξ_n даны для острых кромок поворота. При скошенных или округленных кромках значения ξ_n следует уменьшить в 2 раза.

Значения коэффициента местного сопротивления при повороте из канала вентилятора в ствол под углом 90° даны в табл. 29.

Таблица 29

Значения коэффициента ξ_n для поворота из канала вентилятора в ствол под прямым углом

Характер перехода	Отношение $\frac{S_2}{S_1}$						
	1,4	2,0	2,4	2,8	3,2	3,6	4,0
ξ_n для поворота с острыми кромками	2,00	4,24	6,00	8,90	12,00	16,00	20,50
Оба угла закруглены:							
при $r = 0,25b_k$	1,45	3,26	4,60	6,50	8,70	11,00	13,38
при $r = 0,75b_k$	0,75	2,24	3,50	5,00	7,00	9,20	11,80

Примечания: 1. $\frac{S_2}{S_1}$ — отношение сечения ствола к сечению канала.

2. b_k — ширина канала, r — радиус закругления.

3. Значения ξ_n отнесены к средней скорости в стволе шахты.

Значение коэффициента ξ_n для камер, при прохождении которых поток вначале внезапно расширяется, а затем внезапно сужается, находится в зависимости от геометрических разме-

ров камеры и воздухоподводящей выработки. По Ф. А. Абрамову, если

$$b_{\text{кам}} < \left(2,4 \frac{aL}{b_{\text{выр}}} + 1 \right) b_{\text{выр}}, \quad (69)$$

то

$$\xi_{\text{кам}} = 1,5 \left(1 - \frac{v_{\text{кам}}}{v_{\text{суж}}} \right) = 1,5 \left(1 - \frac{S_{\text{суж}}}{S_{\text{кам}}} \right). \quad (70)$$

Здесь $b_{\text{кам}}$ — ширина камеры, м;

a — безразмерный коэффициент структуры свободной струи, равный, по данным В. Н. Воронина, $0,10 \div 0,12$;

L — длина камеры, м;

$b_{\text{выр}}$ — ширина выработки, по которой воздух поступает в камеру, м;

$v_{\text{кам}}$ и $v_{\text{суж}}$ — средние скорости струи воздуха соответственно в камере и в выработке, отводящей воздух из камеры;

$S_{\text{суж}}$ и $S_{\text{кам}}$ — поперечные сечения выработок, для которых взяты $v_{\text{кам}}$ и $v_{\text{суж}}$.

Если

$$b_{\text{кам}} \geq \left(2,4 \frac{aL}{b_{\text{выр}}} + 1 \right) b_{\text{выр}}, \quad (71)$$

то при

$$\psi_{\text{кам}} = \frac{aL}{b_{\text{выр}}} < 0,52 \quad (72)$$

$$\xi_{\text{кам}} = 0,14\psi + 0,0032\psi^2; \quad (73)$$

при $\psi \geq 0,52$

$$\xi_{\text{кам}} = 1 - \frac{1,73A_3}{\sqrt{2\psi + 0,41}} + 0,5(1 - 1,44A_2)^2. \quad (74)$$

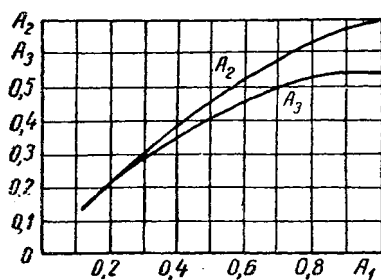


Рис. 72. График изменения значений A_2 и A_3 в зависимости от величины A_1

Значения A_2 и A_3 находятся из графика (рис. 72) в зависимости от величины A_1 , равной

$$A_1 = \frac{0,833}{\sqrt{2\psi + 0,41}}. \quad (75)$$

Значения коэффициента ξ для бетонированных перекидных мостов (кроссингов) можно брать из табл. 30.

Для других видов мостов значение ξ можно брать из табл. 31, составленной А. А. Харевым по материалам Ф. А. Абрамова и А. Ф. Милетича.

Таблица 30

**Значения коэффициентов местного сопротивления ξ
для бетонированных вентиляционных мостов (кроссингов)**

Элементы кроссинга	Модификация вентиляционного моста (рис. 121)		
	<i>a</i>	<i>б</i>	<i>в</i>
Площадь канала, m^2	1,25	2,5	3,7
Ширина канала, <i>м</i>	1,65	2,5	3,0
Высота канала, <i>м</i>	0,75	1,0	1,25
Коэффициент α стенок	0,0007	0,0007	0,0007
Угол поворота канала со скошенными кромками, <i>град</i>	45	45	45
Коэффициент местного сопротивления ξ	1,15	0,85	0,90

Таблица 31

**Значения коэффициентов местного сопротивления ξ
для различных типов воздушных мостов (кроссингов)**

Тип кроссинга	ξ при диаметре труб, <i>мм</i>			ξ для прямоугольного канала
	600	750	900	
С одной трубой без коллектора и диффузора	2,60	2,30	1,55	—
С двумя трубами без коллектора и диффузора	0,65	0,60	0,40	—
С одной трубой с коллектором и диффузором	0,95	0,75	0,50	—
С двумя трубами с коллектором и диффузором	0,20	0,20	0,15	—
С каналом прямоугольного сечения $0,6 \times 1,2$ <i>м</i> с коллектором и диффузором	—	—	—	0,70
С каналом прямоугольного сечения $0,75 \times 1,5$ <i>м</i> , с коллектором и диффузором	—	—	—	0,75

Значение коэффициента ξ для отдельно стоящих вагонеток зависит от отношения миделева сечения вагонетки к сечению выработки и может быть принято по табл. 32.

Величина ξ примерно пропорциональна $(S_{\text{мид}} : S_{\text{выр}})^2$.

Для поезда при $S_{\text{мид}} : S_{\text{выр}} = 0,175$ значение ξ составляет при трех вагонетках 0,74, при семи 1,15.

Принимать в расчет потери депрессии при обтекании потоком вагонеток следует в том случае, когда их присутствие в данной выработке постоянно.

**Значения коэффициента местного сопротивления ξ
отдельно стоящих вагонеток**

Расстояние между центрами отдельно стоящих вагонеток, м	3,0	4,5	6,0	9,0	15
Значение ξ для одной вагонетки при $S_{\text{мид}} : S_{\text{выр}} = 0,175 \dots \dots \dots$	0,39	0,46	0,50	0,53	0,53

4. Учет местных сопротивлений

При невысоких скоростях движения воздуха в очистных и подготовительных выработках, при правильном выполнении сопряжений выработок потери депрессии на преодоление местных сопротивлений невелики. Однако в каналах вентиляторов и в подводящих к ним выработках (печах, шурфах, ходках) скорости движения могут быть высокими, и в этом случае местные сопротивления могут играть весьма существенную, а иногда и решающую роль.

При проектном расчете проветривания депрессия местных сопротивлений достигает для шахт средней глубины при невысокой газообильности порядка 10—15% полной депрессии шахты и в расчете часто не учитывается ввиду того, что при подсчете депрессии на преодоление сопротивления трения принимаются обычно несколько завышенные количества воздуха, проходящие по выработкам. Положение это является, конечно, весьма условным, так как удельный вес местных сопротивлений в общей депрессии шахты может быть значительно выше.

В условиях действующих шахт вследствие неправильного или небрежного выполнения и содержания отдельных вентиляционных сооружений и устройств, например каналов, кроссингов; имелись случаи, когда потери депрессии на преодоление отдельных местных сопротивлений достигали 40—50% общешахтной депрессии. Поэтому недооценка значения местных сопротивлений в практике вентиляционного надзора шахт совершенно недопустима. При вентиляционных расчетах следует иметь в виду, что для каждой данной выработки местные сопротивления являются дополнительными к сопротивлению трения и последние надо считать на всю длину выработки, включая в длину участки местного сопротивления.

Способами снижения потерь давления на преодоление местных сопротивлений являются:

1) скашивание и закругление кромок и устройство направляющих лопаток при выполнении сопряжений и поворотов воздухопроводов;

2) обеспечение плавного перехода от одного сечения выработки к другому;

- 3) обеспечение плавных входов и выходов струи за счет устройства коллекторов и диффузоров;
- 4) уменьшение скорости движения потока;
- 5) уменьшение коэффициента сопротивления трения α .

§ 24. ЕДИНИЦЫ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ

В основной расчетной формуле $h = RQ^2$ аэродинамическое сопротивление R выражается в так называемых больших единицах сопротивления $\left(\frac{\text{кг} \cdot \text{сек}^2}{\text{м}^8}\right)$ или киломюргах (кμ).

Сопротивлением в одну большую единицу, или в 1 кμ, обладает такая выработка, по которой при депрессии в 1 мм вод. ст. проходит 1 м³ воздуха в секунду.

Одна тысячная часть большой единицы сопротивления (кило-мюрга) называется малой единицей сопротивления или мюром (μ).

Во Франции и Германии употребляются те же единицы сопротивлений, но только в Германии их называют соответственно вейсбах (w) и милливейсбах (mw). В Англии в качестве единиц сопротивления применяют так называемые практические единицы (п. е.) и аткинсоны (атк). Соотношение между упомянутыми единицами следующее:

$$1 \text{ кμ} = 1 w = 164 \text{ атк} = 8,75 \text{ п. е.} = 1000 \mu.$$

Сопротивление можно рассматривать как выражение определенного соотношения между депрессией и дебитом, и в этом смысле каждая вентиляционная сеть может быть характеризована, кроме величины сопротивления R , и другими показателями, а именно:

темпераментом — величиной, обратной сопротивлению $T = \frac{1}{R}$;

пропускной способностью $k = \frac{1}{\sqrt{R}}$ и

эквивалентным отверстием $A = \frac{0,39}{\sqrt{R}}$.

§ 25. ЭКВИВАЛЕНТНОЕ ОТВЕРСТИЕ

В качестве единицы для оценки сопротивления шахт, сопоставления шахт по относительной трудности их проветривания и решения ряда других задач используют понятие «эквивалентное отверстие».

Эквивалентным отверстием шахты ($A_{\text{ш}}$) называется воображаемое отверстие в тонкой стенке, аэродинамическое сопротивление которого эквивалентно общему аэродинамическому сопротивлению всей сети шахтных выработок, т. е. че-

рез которое при депрессии шахты должно проходить то же количество воздуха, что и через шахту.

Понятие это применимо также и по отношению к отдельной выработке.

Величина эквивалентного отверстия A в простейшем случае, при одиночной выработке или шахте, проветриваемой одним вентилятором, определяется из формулы

$$A = \frac{0,38Q}{\sqrt{h}} = \frac{0,33}{\sqrt{R}}, \quad (76)$$

где Q — количество воздуха, проходящее через шахту, $\text{м}^3/\text{сек}$;

h — депрессия шахты, мм вод. ст. ;

R — аэродинамическое сопротивление шахты, $\text{кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^8$.

Формула (76) получена следующим образом. Допустим, имеется тонкая стенка BB с отверстием в ней площадью A (м^2) (рис. 73). Сечение $I—I$ достаточно удалено от стенки BB , и скорость движения воздуха в нем близка к нулю; в сечении $II—II$ струя имеет максимальную скорость (v_2).

При этих условиях, пренебрегая сопротивлением трения на участке между сечениями $I—I$ и $II—II$, имеем

$$P_1 = P_2 + \frac{\gamma v_2^2}{2g} \quad (77)$$

или

$$P_1 - P_2 = \frac{\gamma v_2^2}{2g}. \quad (78)$$

Из уравнения (78) следует, что разность статических давлений до и после отверстия в стенке (или депрессия, теряемая в отверстии) равна скоростному давлению струи. Заменяя в уравнении (78)

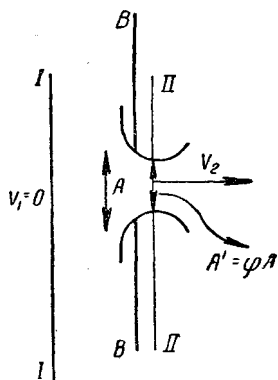


Рис. 73. Схема к выводу формулы эквивалентного отверстия

$$P_1 - P_2 = h \quad \text{и} \quad v_2 = \frac{Q}{A'} = \frac{Q}{\varphi A}, \quad (79)$$

где A' — площадь поперечного сечения струи (при скорости v_2);

φ — коэффициент расхода, получим

$$h = \frac{\gamma Q^2}{2g\varphi^2 A^2}, \quad (80)$$

что после подстановки $\gamma = 1,2 \text{ кг/м}^3$, $g = 9,8 \text{ м/сек}^2$ и $\varphi = 0,65$ дает формулу (76).

При одновременном действии в шахте или выработке депрессии, создаваемой вентилятором (h_v), и депрессии естественной

тяги (h_e) при подсчете A берется их сумма, если они действуют в одном направлении, или разность, если они противодействуют друг другу. Формула (76) в этом случае видоизменяется следующим образом:

$$A = \frac{0,38Q}{\sqrt{h_B \pm h_e}}. \quad (81)$$

Если шахта проветривается не одним, а несколькими вентиляторами, то независимо от взаимного положения этих вентиляторов эквивалентное отверстие шахты определяется по формуле

$$A_{\text{ш}} = 0,38 \frac{Q_{\text{ш}}}{\sqrt{\frac{h_1 Q_1 + h_2 Q_2 + \dots + h_n Q_n}{Q_{\text{ш}}}}}, \quad (82)$$

где Q_n , h_n — количество воздуха, проходящее через вентилятор, и соответствующая ему депрессия вентилятора. При этом сумма Q числителя подкоренного выражения может быть равной (рис. 74, а) или не равной (рис. 74, б) $Q_{\text{ш}}$.

Уравнение (82) может быть обосновано следующим образом. Допустим, шахта имеет фланговую схему проветривания, представленную на рис. 74, а, количества воздуха, проходящие через вентиляторы, будут Q_1 и Q_2 , а депрессии вентиляторов соответственно h_1 и h_2 .

Работа воздуха в струях будет равна сумме произведений депрессий на количества воздуха, т. е. $Q_1 h_1 + Q_2 h_2$. Если заменить оба вентилятора одним вентилятором с суммарным дебитом $(Q_1 + Q_2)$ и депрессией h_0 , который должен произвести работу, эквивалентную работе двух заменяемых вентиляторов, то должно существовать равенство

$$(Q_1 + Q_2) h_0 = Q_1 h_1 + Q_2 h_2, \quad (83)$$

откуда депрессия этого вентилятора будет

$$h_0 = \frac{Q_1 h_1 + Q_2 h_2}{Q_1 + Q_2} \quad (84)$$

и, следовательно, вместо формулы (76) можно написать

$$A = 0,38 \frac{Q_1 + Q_2}{\sqrt{\frac{Q_1 h_1 + Q_2 h_2}{Q_1 + Q_2}}}, \quad (85)$$

что аналогично формуле (82).

Вид формулы (85) сохраняется, если расположение вентиляторов будет иным, например таким, как это представлено на схеме рис. 74, б. В этом случае можно считать, что по напра-

влению ABC действует депрессия h_0 , а по направлению ABD депрессия $h_0 + h_2$, соответственно чему

$$A = 0,38 \frac{Q_1 + Q_2}{\sqrt{\frac{Q_1 h_0 + Q_2 (h_0 + h_2)}{Q_1 + Q_2}}} = 0,38 \frac{Q_1 + Q_2}{\sqrt{\frac{h_0 Q_0 + Q_2 h_2}{Q_1 + Q_2}}}, \quad (86)$$

здесь $Q_0 = Q_1 + Q_2 = Q_{\text{ш}}$.

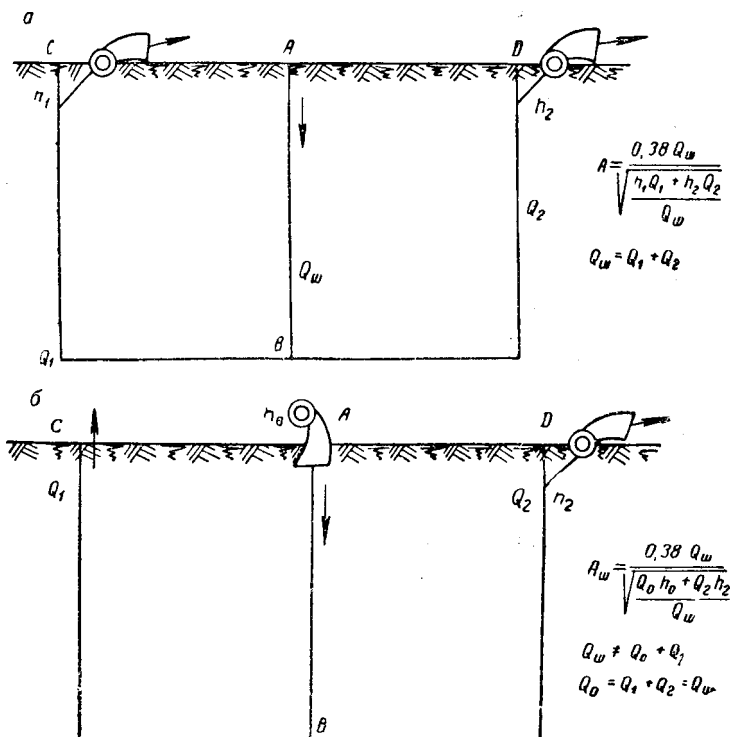


Рис. 74. Схемы к подсчету эквивалентного отверстия шахты

Очевидно, что формула (86) легко приводится к формуле (82).

Это положение обосновывается и логически тем соображением, что подкоренное выражение в формулах (76) и (82) представляет собой не что иное, как затрату энергии (мощности) на перемещение единицы объема воздуха. Каждый вентилятор, независимо от места его включения в общую сеть, воздействует на всю аэродинамическую систему, и поэтому затрата энергии каждого вентилятора должна относиться ко всему объему воздуха, проходящего через сеть.

Если при фланговой работе вентиляторов (рис. 74, а) произвести подсчет величины A отдельно для каждого из вентиляторов как самостоятельного, т. е. подсчитать эквивалентные отверстия (см. рис. 74, а) для вентиляторов в точке C (A_1) и в точке

$D (A_2)$ по формуле (76) и для этих же вентиляторов подсчитать суммарное эквивалентное отверстие A_0 по формуле (82), то будем иметь

$$A_0 \leq A_1 + A_2. \quad (87)$$

Равенство будет иметь место тогда, когда воздух между вентиляторами в пунктах C и D распределится в соответствии с соотношением сопротивлений выработок (BC и BD , см. рис. 74, а), которые проветриваются этими вентиляторами. В других случаях будет иметь место некоторый дополнительный расход энергии на перераспределение воздуха между вентиляторами.

Отношение

$$\frac{A_1 + A_2 + \dots}{A_0} = k_{в.р} \quad (88)$$

называется коэффициентом вентиляторного регулирования.

Условно считают шахту труднопроветриваемой, если $A < 1 \text{ м}^2$, средней трудности проветривания, если $1 \text{ м}^2 < A < 2 \text{ м}^2$ и легкопроветриваемой, если $A > 2 \text{ м}^2$.

§ 26. ПРОПУСКНАЯ СПОСОБНОСТЬ

Пропускной способностью (K) шахты или выработки называется количество воздуха, проходящего по шахте (выработке) при депрессии 1 мм вод. ст. (при квадратичном законе движения):

$$K = \frac{Q}{\sqrt{h}} = \frac{1}{\sqrt{R}}, \quad \frac{\text{м}^4}{\text{кг}^{0,5} \text{ сек}}; \quad (89)$$

$$Q = K \sqrt{h}. \quad (90)$$

По сравнению с эквивалентным отверстием пропускная способность имеет более сложную размерность, но удобна для расчетов отсутствием коэффициента 0,38. Расчетные формулы для пропускной способности аналогичны таковым для эквивалентного отверстия.

Относительную трудность проветривания рудников можно оценивать также по пропускной способности:

узкие рудники . . .	$K < 2,64$
средние " . . .	$2,64 < K < 5,26$
широкие " . . .	$K > 5,26$

§ 27. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВОЗДУХА В СИСТЕМЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Исходными для расчета вентиляционных сетей являются следующие три положения.

1. Количество воздуха, поступающее к данному сечению выработки или узлу выработок, равно количеству воздуха, уходя-

щего из этого сечения или узла, т. е. для сечения или узла имеет место равенство

$$\sum Q = 0. \quad (91)$$

2. Общее падение давления в системе последовательно соединенных выработок равно сумме падений давления в отдельных выработках.

3. Для замкнутого контура алгебраическая сумма потерь депрессии при отсутствии источников тяги в нем равна нулю:

$$\sum h = \sum (RQ^2) = 0. \quad (92)$$

При наличии источников тяги

$$\sum P = \sum (RQ^2),$$

где $\sum P$ — сумма депрессий вентиляторов, расположенных в контуре;

$\sum RQ^2$ — сумма падений давления по отдельным участкам замкнутого контура.

1. Последовательное соединение

Собственно последовательным соединением называется такое соединение выработок (рис. 75, а), при котором вентиляционная струя, не разветвляясь, проходит последовательно одну выработку за другой.

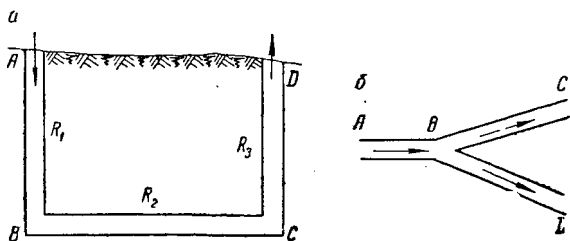


Рис. 75. Последовательное соединение выработок

Общая депрессия h_0 последовательного соединения равна сумме депрессий входящих в него выработок:

$$h_0 = h_1 + h_2 + \dots + h_n. \quad (93)$$

Общее сопротивление R_0 последовательно соединенных выработок равно сумме сопротивлений, входящих в соединение выработок:

$$R_0 = R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n. \quad (94)$$

Общее эквивалентное отверстие A_0 последовательного соединения находится из уравнения

$$\frac{1}{A_0^2} = \frac{1}{A_1^2} + \frac{1}{A_2^2} + \dots + \frac{1}{A_n^2}, \quad (95)$$

а общая пропускная способность K_0 из уравнения

$$\frac{1}{K_0^2} = \frac{1}{K_1^2} + \frac{1}{K_2^2} + \dots + \frac{1}{K_n^2}, \quad (96)$$

где A_1, A_2, \dots, A_n — эквивалентные отверстия отдельных выработок;

K_1, K_2, \dots, K_n — их пропускные способности.

Уравнение (95) получено из уравнения (94) путем замены R через A по формуле $R = (0,38 : A)^2$.

Графически в координатах $h \rightarrow Q$ общая характеристика последовательно соединенных выработок находится путем сложения индивидуальных их характеристик по ординатам.

В сложном соединении выработки, примыкающие друг к другу по ходу потока воздуха, например выработки AB и BC на рис. 75, б, также считаются соединенными последовательно. В этом случае, обычном при проектировании вентиляции, уравнение (93) остается действительным, т. е.

$$h_0 = h_{AB} + h_{BC}, \quad (97)$$

но уравнения (94), (95) и (96) использованы быть не могут, так как количества воздуха в выработках AB и BC различны. Поэтому сопротивление участка AC может быть подсчитано в данном случае только условно по формуле

$$R_{AC} = \frac{h_{AB} + h_{BC}}{Q_{BC}^2}. \quad (98)$$

Условность здесь заключается в том, что сопротивление участка AC не будет являться постоянной величиной и будет зависеть от отношения $\frac{Q_{AB}}{Q_{BC}}$:

$$R_{AC} = R_{AB} \left(\frac{Q_{AB}}{Q_{BC}} \right)^2 + R_{BC} \quad (99)$$

(если вести расчет относительно Q_{BC}).

2. Параллельное соединение

Параллельным называется такое соединение, когда две или несколько выработок (рис. 76) расходятся в одном пункте и вновь соединяются в другом, соответственно чему делится и общее количество воздуха.

Параллельное соединение называют простым (рис. 76, а), если параллельные ветви представляют собой отдельные выработки, или последовательные соединения выработок, сложным (рис. 76, б), если параллельные ветви (например, $MKLN$ и $MGHN$) содержат в себе параллельные разветвления (KL и GH), открытыми (рис. 76, в), если за точку соединения струи принимается атмосфера (точки C и C').

Общая депрессия параллельного соединения h_0 при условии, что в ветвях между точками разветвления и соединения струй нет дополнительных источников тяги, равна депрессии одной из

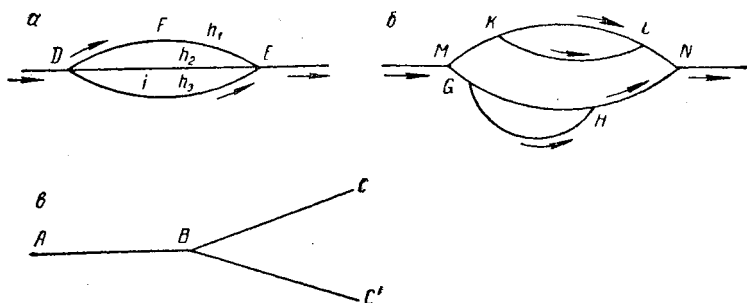


Рис. 76. Параллельное соединение выработок:

а — простое; б — сложное; в — открытое

ветвей (любой), так как депрессии отдельных ветвей в этом случае равны между собой:

$$h_0 = h_1 = h_2 = h_n. \quad (100)$$

Общее сопротивление R_0 параллельного соединения определяется по формуле

$$R_0 = \frac{1}{\left(\frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}} \right)^2} \quad (101)$$

или

$$R_0 = \frac{R_1}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt{\frac{R_1}{R_3}} + \dots + \sqrt{\frac{R_1}{R_n}} \right)^2}, \quad (102)$$

где R_1, R_2, \dots, R_n — сопротивления отдельных параллельных ветвей.

Формула (101) вытекает из очевидного равенства

$$Q_0 = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n, \quad (103)$$

если в нем заменить значения Q на выражение $Q = \frac{\sqrt{h}}{\sqrt{R}}$,

а именно

$$\sqrt{\frac{h_0}{R_0}} = \sqrt{\frac{h_1}{R_1}} + \sqrt{\frac{h_2}{R_2}} + \dots + \sqrt{\frac{h_n}{R_n}}, \quad (104)$$

после чего, учитывая равенство (100), сократить обе части уравнения на h и провести дальнейшие преобразования.

Уравнение (102) получаем из уравнения (101), если числитель и знаменатель дроби помножить на R_1 .

Общее эквивалентное отверстие A_0 параллельного разветвления равно сумме эквивалентных отверстий отдельных выработок:

$$A_0 = A_1 + A_2 + \dots + A_n. \quad (105)$$

Это следует из уравнения (103), если обе его части разделить на \sqrt{h} и умножить на 0,38, после чего произвести замену согласно выражению $\frac{0,38 Q}{\sqrt{h}} = A$. Аналогично для пропускной способности имеем

$$K_0 = K_1 + K_2 + \dots + K_n. \quad (106)$$

Распределение воздуха в ветвях параллельного соединения находится из формулы

$$Q_1 = \frac{Q_{\text{общ}}}{1 + \sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt{\frac{R_1}{R_3}} + \dots + \sqrt{\frac{R_1}{R_n}}}, \quad (107)$$

где Q_1 — количество воздуха в одной из ветвей;
 $Q_{\text{общ}}$ — общее количество воздуха, подходящее к параллельному соединению;
 R_1 — сопротивление ветви, для которой определяется количество воздуха (Q_1);
 R_2, R_3, \dots, R_n — сопротивления остальных ветвей параллельного соединения.

Формула получается следующим образом. Так как $h_0 = h_1$, то $R_0 Q_0^2 = R_1 Q_1^2$, из чего следует, что $Q_1 = \sqrt{\frac{R_0 Q_0^2}{R_1}}$. Подставляя вместо R_0 его значение из уравнения (102) и упрощая, получаем уравнение (107). При расчете в эквивалентных отверстиях

$$Q = \frac{Q_{\text{общ}}}{1 + \frac{A_2}{A_1} + \dots + \frac{A_n}{A_1}}. \quad (108)$$

Аналогично для подсчета по пропускной способности.

$$Q = \frac{Q_{\text{общ}}}{1 + \frac{K_2}{K_1} + \dots + \frac{K_n}{K_1}}. \quad (109)$$

Графически в координатах $h-Q$ общая характеристика параллельно соединенных выработок получается сложением индивидуальных характеристик этих выработок по абсциссам.

Если в некоторых из параллельных ветвей имеются источники тяги, например вентиляторы (см. рис. 74), то депрессии этих ветвей отличны от депрессий других параллельных ветвей. Так, для вентилятора C (рис. 74, a) депрессия будет h_1 , для вентилятора D депрессия будет h_2 .

Распределение воздуха в параллельных ветвях в этом случае будет происходить уже не только в зависимости от сопротивлений ветвей, но и в зависимости от соотношения создаваемых в них депрессий. Расчетные уравнения (100—109) в этом случае уже не применимы, и при расчете сетей используют специальные методы, изложенные ниже (см. гл. IX).

3. Диагональные и другие сложные соединения

Диагональным соединением называется такое соединение, при котором две параллельные выработки соединены между собой, кроме начального и конечного пунктов, еще одной или несколькими выработками. В первом случае (рис. 77, a) соединение называется простым, во втором — сложным (рис. 77, b).

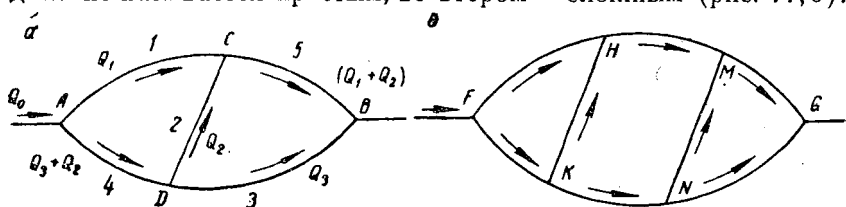


Рис. 77. Диагональное соединение выработок

Общая депрессия h_0 диагонального соединения равна депрессии одной из струй (любой) между начальной и конечной точками соединения. Так, для схемы, представленной на рис. 77, a ,

$$h_0 = h_1 + h_5 = h_4 + h_3 = h_4 + h_2 + h_5. \quad (110)$$

Это правило остается в силе и для каждого замкнутого контура в соединении, т. е.:

$$h_1 = h_4 + h_2; \quad (111)$$

$$h_3 = h_2 + h_5. \quad (112)$$

Направление движения воздуха в диагонали (CD , MN , HK) зависит от соотношений сопротивлений отрезков параллельных ветвей до диагонали и после нее по ходу струи, но не зависит от сопротивления диагонали. Последнее определяет лишь количество воздуха, проходящее по диагонали. Так, при простом диа-

гональном соединении (рис. 77, а) воздух по диагонали не пойдет, если в точках C и D давление будет одинаково. Но тогда

$$Q_1 = Q_5; \quad Q_4 = Q_3; \quad \frac{h_1}{h_5} = \frac{h_4}{h_3}$$

и, следовательно,

$$\frac{R_1}{R_5} = \frac{R_4}{R_3}. \quad (113)$$

Если равенство (113) не имеет места, то воздух по диагонали идет в направлении той из параллельных ветвей, у которой отношение сопротивления участка до диагонали к сопротивлению участка после диагонали (по ходу струи) больше. Например, для схемы, представленной на рис. 77, а, воздух пойдет от точки D к точке C , если

$$\text{или} \quad \left. \begin{aligned} \frac{R_1}{R_5} &> \frac{R_4}{R_3} \\ \frac{R_1}{R_4} &> \frac{R_5}{R_3} \end{aligned} \right\}. \quad (114)$$

В самом деле, если воздух идет от точки D к точке C , то очевидно, что

$$h_1 > h_4 \quad (115)$$

и

$$h_5 < h_3. \quad (116)$$

Заменяя h через RQ^2 , получаем;

$$R_1 Q_1^2 > R_4 (Q_3 + Q_2)^2; \quad (117)$$

$$R_5 (Q_1 + Q_2)^2 < R_3 Q_3^2 \quad (118)$$

или

$$\frac{R_1}{R_4} > \frac{(Q_3 + Q_2)^2}{Q_1^2}; \quad (119)$$

$$\frac{R_5}{R_3} < \frac{Q_3^2}{(Q_1 + Q_2)^2}. \quad (120)$$

Правая часть неравенства (119), очевидно, больше правой части неравенства (120), из чего следует

$$\frac{R_1}{R_4} > \frac{(Q_3 + Q_2)^2}{Q_1^2} > \frac{Q_3^2}{(Q_1 + Q_2)^2} > \frac{R_5}{R_3}, \quad (121)$$

что и выражено неравенствами (114). Сопротивление самой диагонали (R_2) в неравенство не входит.

Аналогичным путем для сложного диагонального соединения (рис. 77, б) доказано, что воздух пойдет по диагоналям от точек K и N к точкам H и M , если

$$\frac{R_{FN}}{R_{FK}} > \frac{R_{HM}}{R_{KN}} > \frac{R_{MG}}{R_{NG}}. \quad (122)$$

Воздух пойдет от точки K к H и от точки M к N , если

$$\frac{R_{FH}}{R_{FK}} > \frac{R_{HM}}{R_{KN}} < \frac{R_{MG}}{R_{NG}}. \quad (123)$$

Воздух пойдет от точки H к точке K и от точки N к точке M , если

$$\frac{R_{FN}}{R_{FK}} < \frac{R_{HM}}{R_{KN}} > \frac{R_{MG}}{R_{NG}}. \quad (124)$$

Направление воздуха в диагонали может быть найдено и иными путями.

Действительные вентиляционные сети шахт обычно имеют не только последовательные, параллельные и диагональные соединения или комбинацию их, но и более сложные сочетания взаимного расположения выработок, для которых не всегда применимы приводимые для простейших видов соединений формулы, но для которых сохраняются в силе основные законы, изложенные в начале настоящего параграфа.

Методика расчета диагональных соединений, как и других сложных соединений, приведена далее в специальной главе, посвященной методам вентиляционных расчетов.

Глава V

ЕСТЕСТВЕННАЯ ТЯГА ВОЗДУХА В ШАХТАХ

§ 28. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Научное обоснование явления естественной тяги воздуха в шахтах впервые было дано в середине XVIII в. русским ученым М. В. Ломоносовым.

Естественной тягой называют тягу (депрессию), образующуюся в шахте за счет естественных факторов, обуславливающих

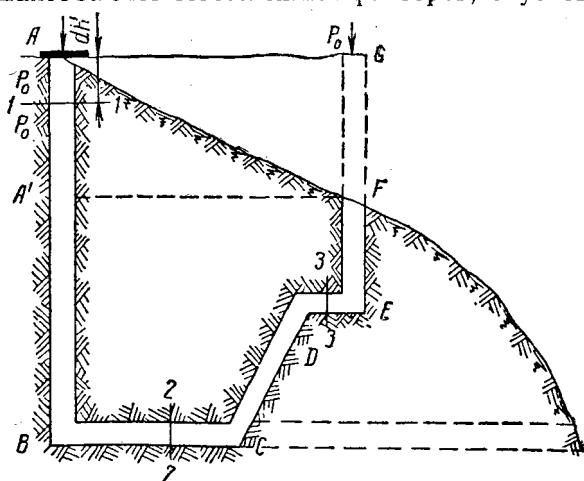


Рис. 78. Схема горных выработок к выводу расчетного уравнения естественной тяги

разность гидростатических давлений воздуха во входящей и исходящей струях.

Так, для схемы, представленной на рис. 78, естественная тяга представляет собой разность гидростатических давлений в пунктах В и С, или

$$h_e = P_B - P_C. \quad (125)$$

Очевидно, что если принять давления в точках A и G , имеющих одинаковую геодезическую высоту, равными, то разность давлений в точках B и C определится разностью давлений столбов воздуха AB и GC . Последняя возникает при условии, что средние удельные веса воздуха в этих столбах будут разными, например γ_1 и γ_2 . Тогда

$$h_e = (\gamma_1 - \gamma_2) H, \quad (126)$$

где H — вертикальная высота рассматриваемых столбов воздуха.

§ 29. ПОДСЧЕТ ВЕЛИЧИНЫ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

Принимая за исходное уравнение (125), выразим давление в точке B через давление в точке A плюс приращение давления столба воздуха с глубиной. Если в сечении, соответствующем точке A , давление равно атмосферному (p_0), то на расстоянии dH от устья в сечении $I—I$ давление будет

$$p_0' = p_0 + \gamma dH, \quad (127)$$

где γ — удельный вес воздуха.

Для равновесия в сечении $I—I$ давление снизу должно быть

$$p_0 + dp = p_0'. \quad (128)$$

Из уравнений (127) и (128) следует

$$\frac{dp}{\gamma} = dH, \quad (129)$$

т. е. приращение давления с глубиной равно приращению глубины, умноженному на удельный вес воздуха. Интегрируя, получаем

$$\int_{p_0}^{p_B} \frac{dp}{\gamma} = \int_0^H dH. \quad (130)$$

Поскольку для газов значение γ существенно меняется с изменением давления и температуры, то для решения уравнения (101) нужно знать закон этого изменения. Известны следующие законы изменения состояния воздуха:

изотермический	$T = \text{const};$
изохорический	$\gamma = \text{const},$
адиабатический	$dQ = 0;$
политропический	$p v^n = \text{const},$

где v — удельный объем воздуха;

T — абсолютная температура;

dQ — приращение тепла;

p — давление;

n — показатель политропы.

Соответственно условиям, определяемым этими законами, имеются и решения уравнения (130). Приведем такое решение в форме, предложенной В. Б. Комаровым [39] для условия изотермического процесса.

Пусть в столбе AB средняя абсолютная температура воздуха $T'_{\text{ср}}$ во времени не меняется. Тогда связь между γ и p найдется из уравнения состояния газа

$$p\gamma = RT'_{\text{ср}}, \quad (131)$$

откуда, заменяя γ через $\frac{1}{\gamma}$, получим

$$\frac{1}{\gamma} = \frac{RT'_{\text{ср}}}{p}. \quad (132)$$

Подставляя в уравнение (130) значение $\frac{1}{\gamma}$ из уравнения (132), получим

$$RT'_{\text{ср}} \int_{p_0}^{p_B} \frac{dp}{p} = \int_0^H dH, \quad (133)$$

откуда

$$\ln \frac{p_B}{p_0} = \frac{H}{RT'_{\text{ср}}}$$

или

$$p_B = p_0 e^{\frac{H}{RT'_{\text{ср}}}}. \quad (134)$$

Разлагая $e^{\frac{H}{RT'_{\text{ср}}}}$ в ряд по формуле $e^x = 1 + \frac{x}{1!} + \frac{x^2}{2!} + \dots$ и беря только два первых члена ряда, получим

$$p_B = p_0 \left(1 + \frac{H}{RT'_{\text{ср}}} \right). \quad (135)$$

Аналогично для пункта C , считая среднюю абсолютную температуру столба GC , равной $T''_{\text{ср}}$, можно написать

$$p_C = p_0 \left(1 + \frac{H}{RT''_{\text{ср}}} \right). \quad (136)$$

Окончательно с учетом уравнения (125) получим

$$h_e = p_0 \left(1 + \frac{H}{RT'_{\text{ср}}} \right) - p_0 \left(1 + \frac{H}{RT''_{\text{ср}}} \right) \quad (137)$$

или

$$h_e = p_0 \left(\frac{H}{RT'_{\text{ср}}} - \frac{H}{RT''_{\text{ср}}} \right). \quad (138)$$

Умножая выражение (108) на 13,6 (для перевода давления p_0 в мм вод. ст) и преобразуя, получаем

$$h_e = p_0 \frac{H}{100} \left(\frac{13,6 \cdot 100}{RT'_{cp}} - \frac{13,6 \cdot 100}{RT''_{cp}} \right) = \\ = p_0 \frac{H}{100} (a_1 - a_2), \text{ мм вод. ст.} \quad (139)$$

Средние абсолютные температуры столбов воздуха АВ и GC равны:

$$T'_{cp} = 273 + t'_{cp} \quad \text{и} \quad T''_{cp} = 273 + t''_{cp},$$

где t'_{cp} и t''_{cp} — средние температуры этих столбов, град.

Значения a_1 и a_2 даются в табл. 33.

Таблица 33

Значения постоянных a_1 и a_2 в уравнении (139)
в зависимости от температуры воздуха

t°	-30	-25	-20	-15	-10	-5	0	+5	+10	+15	+20
a	0,191	0,187	0,184	0,180	0,177	0,174	0,170	0,167	0,164	0,161	0,159

При $H > 100$ м полученное по формуле (139) значение следует умножить на множитель.

$$h = 1 + \frac{H}{10000}. \quad (140)$$

Для приближенных вычислений В. Б. Комаров дает формулу

$$h_e = \frac{H}{200} (t''_{cp} - t'_{cp}), \quad (141)$$

где t'_{cp} и t''_{cp} — средние температуры столбов воздуха исходящей и входящей струй.

Для подсчета h_e для действующей шахты удобна формула, соответствующая изохорическому процессу,

$$h_e = H (\gamma'_{cp} - \gamma''_{cp}), \text{ мм вод. ст.,}$$

где γ' и γ'' — средние удельные веса столбов воздуха входящей и исходящей струй.

Подсчет h_e для действующей шахты производится по данным о фактических температурах воздуха в нисходящих и восходящих струях.

Для шахт проектируемых необходимые температуры определяют следующим образом:

1) в пункте *А* температура воздуха равна температуре наружного воздуха или (при наличии калориферов) температуре подогретого воздуха;

2) в пункте *В* температура воздуха определяется: а) по формулам или по расчетным кривым, приведенным в работах

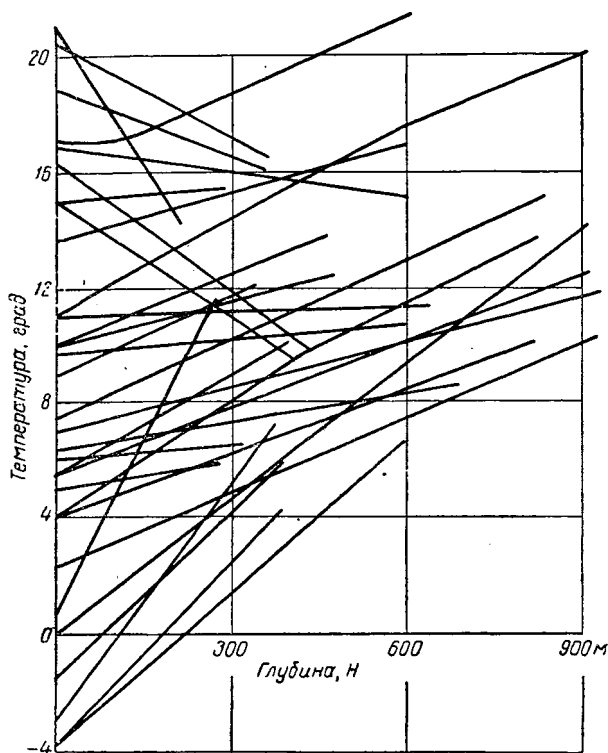


Рис. 79. График изменения температуры воздуха, поступающего в шахту

А. Н. Щербаня, А. Ф. Воропаева (например по формуле, данной в § 16 главы III); б) по графику, представленному на рис. 79; в) по данным наблюдений в Донбассе, согласно которым в холодное время температура поступающего воздуха (подогретого) на протяжении первых 50 м увеличивается на 5—7°, ниже 50 м возрастание температуры составляет примерно 0,4—0,5° на каждые 100 м летом и до 1° зимой; г) руководствуясь характером изменения температуры в стволах соседних шахт данного района;

3) в пункте *С* температуру воздуха принимают равной первоначальной температуре горных пород на этой глубине; вычисляе-

мой обычно по величине геотермической ступени и уменьшенной на 1—2°;

4) в пункте *F* принимают температуру ниже, чем в пункте *C*, в среднем на 0,4—0,5° на каждые 100 м по вертикали.

Нормальным для шахты является сосредоточение основных работ на одном горизонте. Для этого горизонта и следует подсчитывать естественную тягу. При этом, если воздух выходит (или входит) по нескольким стволам, естественная тяга подсчитывается соответственно по каждому из них. В этом случае можно говорить не об одной, а о нескольких естественных тягах, аналогично тому, как указывалось о совместной работе нескольких вентиляторов. При желании выразить эти разные по отдельным струям депрессии естественной тяги через одну общую депрессию последнюю находят как средневзвешенную из указанных величин по формуле

$$h_e = \frac{Q_1 h_e' + Q_2 h_e'' + \dots + Q_n h_e^n}{Q_{\text{общ}}} \quad (142)$$

Если горные работы шахты рассредоточены на нескольких горизонтах одновременно (рис. 80), то естественную тягу нужно подсчитывать отдельно для каждого горизонта, т. е. отдельно для столбов *AB* и *HG*, *AC* и *HF*, *AD* и *HE*.

Практика работы шахт показывает, что при одновременной отработке нескольких горизонтов возможны различные направления естественной тяги на отдельных горизонтах, круговые замкнутые потоки воздуха внутри сети и т. д.

В этом случае взаимодействие естественной тяги отдельных горизонтов аналогичны взаимодействию отдельных вентиляторов, а общий результат может быть определен по методам, рекомендуемым для расчета сложных сетей.

§ 30. ИЗМЕРЕНИЕ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

Для того чтобы практически измерить величину h_e , т. е. разность давлений столбов *AB* и *GC* (см. рис. 78), необходимо перегородить вентиляционную струю и измерить возможно быстрее (во избежание существенного изменения t воздуха во входящей и исходящей струях) перепад давления через перемычку. Очевидно, что место установки перемычки значения не имеет: установлена ли эта перемычка в выработке *BC* (2—2) или *DE* (3—3) — перепад давления через перемычку равен разности давлений столбов *AB* и *GC*. Поэтому можно измерять h_e просто

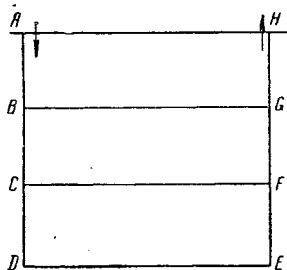


Рис. 80. Схема к подсчету естественной тяги при одновременной отработке нескольких горизонтов

как перепад давления через шибер вентилятора при остановленном вентиляторе.

Необходимо учитывать, что при работе вентилятора депрессиометр, соединенный с каналом вентилятора, естественной тяги не показывает (показывает только депрессию, создаваемую вентилятором).

Можно также определить h_e и подсчетом на основе замеров депрессии шахты $h_{ш}$ и поступающего в шахту количества воздуха $Q_{ш}$ при работающем вентиляторе и замера поступающего в шахту количества воздуха Q_e под действием одной только естественной тяги при остановленном вентиляторе. Тогда из двух уравнений

$$h_{ш} + h_e = R_{ш} Q_{ш}^2 \quad \text{и} \quad h_e = R_{ш} Q_e^2$$

нетрудно определить h_e и $R_{ш}$.

§ 31. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЕЛИЧИНУ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

Основной причиной изменения удельного веса воздуха в вертикальных и наклонных выработках шахт является изменение температуры воздуха на входящей и исходящей струях. Предположим, что при схеме, представленной на рис. 78, шахта проветривается только естественной тягой. Предположим далее, что давления столбов воздуха $A'B$ и FC равны. Очевидно, что тогда

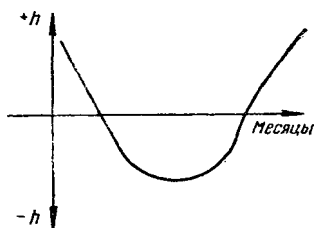


Рис. 81. Изменение депрессии естественной тяги в течение года

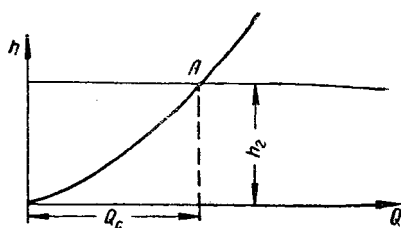


Рис. 82. Характеристика естественной тяги

в летний период столб воздуха GF будет легче равновеликого столба AA' и естественная тяга воздуха будет действовать в направлении от точки B к точке C . Наоборот, зимой столб GF будет тяжелее столба AA' и естественная тяга будет действовать в направлении от точки C к точке B . При этом в зависимости от величины разности температур этих столбов (AA' и GF) будет меняться и величина естественной тяги. Поскольку температура воздуха меняется не только в течение года, но и в течение суток, то имеют место не только сезонные, но и суточные колебания величины (и даже направления) естественной тяги.

На рис. 81. представлен приводимый В. Б. Комаровым [39] график изменения величины естественной тяги одного из руд-

ников в течение года. Следует заметить, что разность отметок устьев столбов не является непременным условием возникновения естественной тяги. Различие в удельных весах воздуха восходящей и нисходящей струй имеется, как правило, и тогда, когда устья шахт имеют одинаковые высотные отметки. Обычным для наших шахт является наличие искусственного проветривания, причем воздух в течение всего года движется по горным выработкам в одном направлении. Температура воздуха в исходящей струе, как показали наблюдения в течение года, изменяется мало, и потому фактически решающую роль в изменении естественной тяги играет температура поступающего воздуха.

Действие естественной тяги либо облегчает, либо затрудняет проветривание в зависимости от того, совпадает или нет направление естественной тяги с направлением тяги, создаваемой вентилятором. В случаях, когда тяга, создаваемая вентилятором, невелика и депрессия естественной тяги значительна, возможно произвольное «опрокидывание» отдельных струй, т. е. изменение направления движения воздуха в выработке под влиянием естественной тяги. Такое же явление может возникать и за счет тепловой депрессии при рудничных пожарах.

Как видно из формулы (139), величина h_e пропорциональна глубине и барометрическому давлению. Депрессия, создаваемая вентилятором, практически не влияет на величину естественной тяги. Незначительно также влияние изменения химического состава и влажности воздуха.

Для решения задач встречается необходимость выразить графически изменение h_e в зависимости от количества воздуха, проходящего через шахту. Как было показано выше:

- 1) величина естественной тяги в течение года меняется;
- 2) величина h_e зависит только от разностей удельных весов воздуха в нисходящих и восходящих струях и не зависит от количества воздуха. Поэтому величину естественной тяги можно изображать в координатах $Q-h$ прямой линией, параллельной оси Q (рис. 82), но лишь считая величину ее для данного момента постоянной, т. е. при каждом изменении естественной тяги ее характеристика будет перемещаться по оси ординат, оставаясь при этом параллельной оси абсцисс.

При известной величине естественной тяги режим проветривания под действием одной лишь естественной тяги определится точкой A пересечения характеристики сети с характеристикой тяги. Определение режима проветривания сети при наличии различной естественной тяги по нескольким различным направлениям производится теми же методами, что и при совместной работе вентиляторов.

Глава VI

ВЕНТИЛЯТОРЫ И ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СООРУЖЕНИЯ

§ 32. ВЕНТИЛЯТОРЫ

Вентиляторами называются (по М. П. Калинушкину) машины, предназначенные для перемещения воздуха при потерях давления в сети не свыше 1500 кг/м^2 . Практически для проветривания отдельных выработок и шахт в целом в настоящее время применяются вентиляторы, создающие напор от нескольких десятков до 500 мм вод. ст.

В вентиляторе механическая энергия вращения его рабочего колеса передается потоку проходящего через колесо воздуха, преобразуясь при этом в энергию давления воздуха.

1. Типы вентиляторов

По принципу действия вентиляторы разделяются на осевые и центробежные. В первых поток воздуха при прохожде-

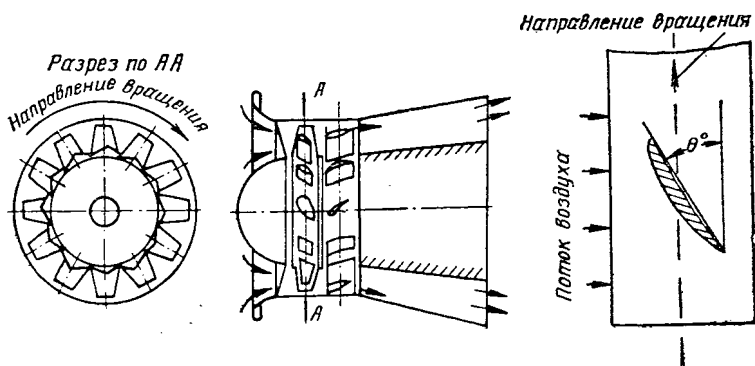


Рис. 83. Осевой вентилятор

нии через колесо вентилятора не меняет своего направления движения (рис. 83), во вторых направление движения воздуха меняется на 90° (рис. 84).

У осевого вентилятора рабочее колесо состоит из втулки относительно большого диаметра и укрепленных на ее внешней окружности профилированных лопаток (см. рис. 83). Колесо располагается в цилиндрическом кожухе (рис. 85). Воздух, поступающий в кожух вентилятора с одной стороны, проходит, огибая втулку между лопатками колеса, и выходит с другой его стороны, сохраняя осевое направление своего движения. Рабочих колес, установленных друг за другом, может быть одно или несколько. У шахтных вентиляторов главного проветривания лопатки колес осевых вентиляторов делаются таким образом, что угол их установки (угол Θ на рис. 83) можно изменять в

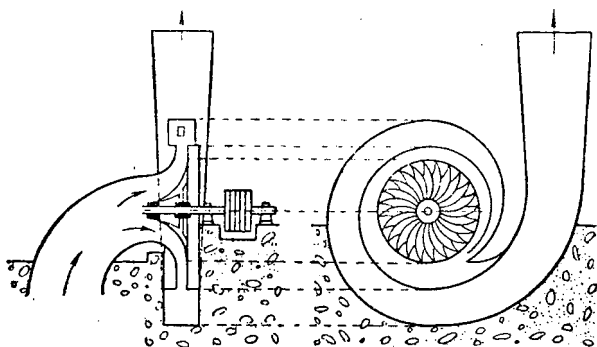


Рис. 84. Центробежный вентилятор

некоторых пределах (обычно от 10—15 до 45—50°). Это позволяет в известной степени менять производительность и напор вентилятора.

На рис. 85 приведена в качестве примера схема вентилятора ВОКД-1,5. В металлическом кожухе 2 с коллектором 6 и диффузором 8 помещен ротор 1, состоящий из вала и двух насаженных на нем колес. Каждое рабочее колесо имеет диаметр 1,5 м и состоит из втулки (900 мм) и 12 пустотелых крученых лопаток. Угол поворота лопаток можно менять в пределах от 10 до 45° через каждые 5°. Зазоры между концами лопаток рабочего колеса и кожухом 1—4 мм. Валы вентилятора и электродвигателя соединены через трансмиссионный вал 5. Между первым и вторым колесом вентилятора расположен промежуточный направляющий аппарат, служащий для спрямления потока и направления его во второе колесо и состоящий из 22 профилированных лопаток, неподвижно закрепленных на кожухе под углом 90° к плоскости вращения колес. За вторым колесом установлен второй спрямляющий аппарат из 9 профилированных лопаток, установленных под углом 105° к плоскости вращения колес. На рис. 85 показаны также опорные блоки — передний 3 и задний 4, кок 7 и рама 9. Конический диффузор вентилятора длиной 1,55

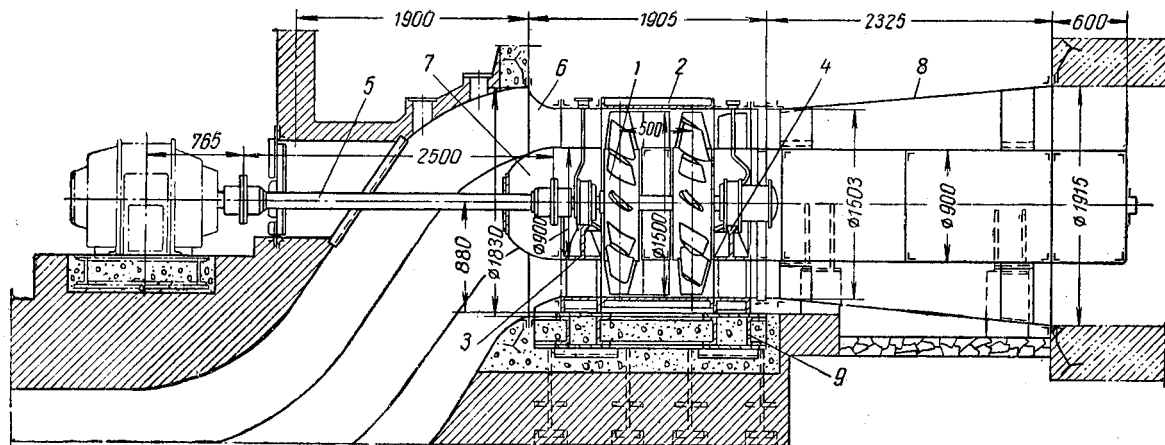


Рис. 85. Вентилятор ВОКД-1,5

Рабочее колесо I ступени (лопатки поворотные) Направляющий аппарат (лопатки поворотные) Рабочее колесо II ступени (лопатки поворотные) Справляющий аппарат (лопатки неподвижные)

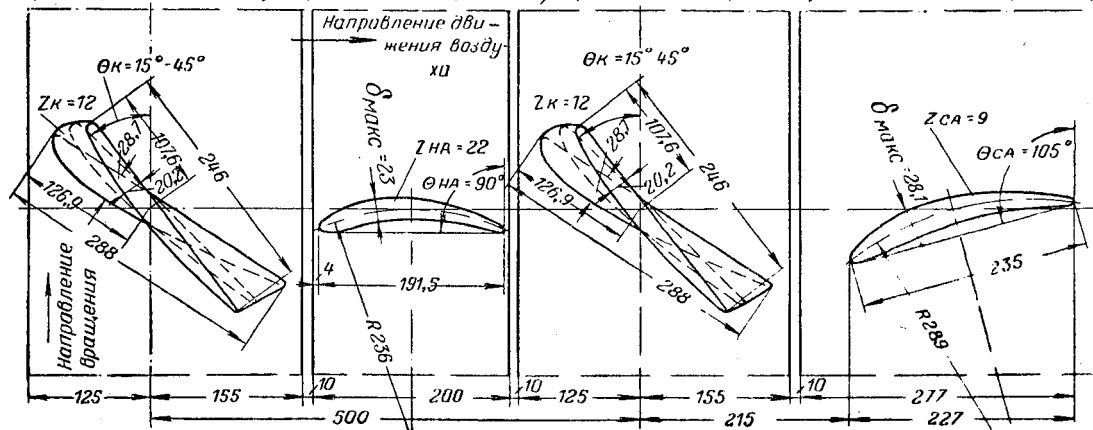


Рис. 86. Расположение лопаточных венцов вентилятора ВОКД-1,5

диаметра колеса служит для частичного преобразования скоростного напора в статический. Взаимное расположение лопаточных венцов вентилятора показано на рис. 86. Приведенный вентилятор имеет производительность в пределах 13—55 м³/сек и напор 115—330 кг/м². Максимальный к. п. д. вентилятора 0,77.

В центробежном вентиляторе колесо выполняется или в виде диска с укрепленными на нем профилированными в радиальном направлении лопатками (рис. 87, а), или в виде беличьего колеса (рис. 87, б). Колесо помещается в спиральный кожух (см. рис. 84). Воздух, поступая к центру колеса в направлении по его оси, меняет в колесе свое направление с осевого на радиальное и, проходя между радиально расположенными лопат-

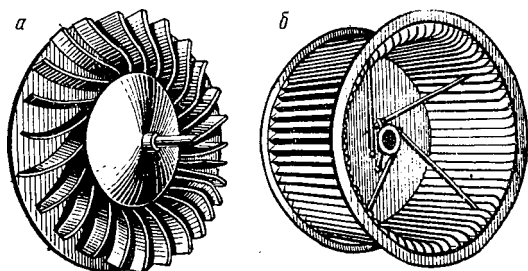


Рис. 87. Колеса центробежных вентиляторов

ками, выбрасывается в спиральный кожух. Изменения положения лопаток рабочего колеса в центробежном вентиляторе не предусматривается. Воздух к рабочему колесу подается с одной или двух сторон в зависимости от конструкции вентилятора, соответственно чему различают вентиляторы одностороннего и двустороннего всасывания. В некоторых конструкциях вентиляторов перед рабочим колесом имеется направляющий аппарат. В качестве примера на рис. 88 приведена схема шахтного центробежного вентилятора ВЦ5-200/450. Вентилятор имеет одностороннее всасывание. Рабочее колесо диаметром 5 м клепаное, с 24 профилированными лопатками. Перед колесом расположен направляющий аппарат, состоящий из корпуса, 14 лопастей и механизма их поворота. Ширина лопастей равна их шагу. Лопасти могут поворачиваться на 90° от положения полного открытия до положения полного закрытия прохода воздуха к колесу.

Рабочее колесо вентилятора заключено в металлический спиральный кожух. Диффузор вентилятора пирамидальный с отношением выходного отверстия диффузора к входному 2,28. При 300 об/мин вентилятор обеспечивает производительность 110—305 м³/сек и статический напор 332—480 кг/м², к. п. д. вентилятора 0,60—0,72.

Приведенные конструкции вентиляторов в настоящее время являются прогрессивными, но это лишь частные примеры конструктивных решений. Типов осевых и центробежных вентиля-

торов у нас и за границей довольно много. Детальное описание их конструкций, основ проектирования и расчета дано в общих и специальных курсах горной механики. С точки зрения рудничной аэродинамики важным является аэродинамическая характеристика вентилятора как источника тяги.

2. Индивидуальная характеристика вентилятора

Производительность и напор вентилятора любого типа и размера меняется в зависимости от сопротивления сети, на которую

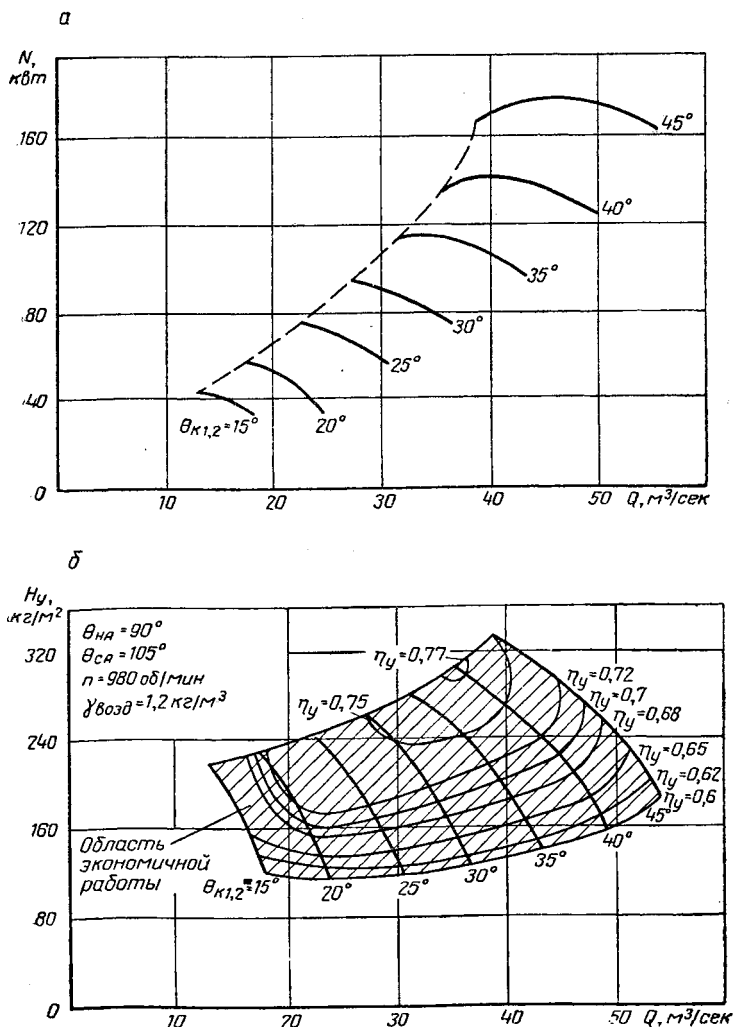


Рис. 89. Индивидуальная характеристика вентилятора ВОКД-1,5-35/300 при $n = 980 \text{ об/мин}$

он работает. При этом разным режимам работы соответствует разное отношение между h и Q . Эта зависимость при современных конструкциях вентиляторов не может быть точно задана аналитически и поэтому выражается графически в виде кривой в координатах $Q-h$, называемой характеристикой вентилятора. Характеристика вентилятора является геометрическим местом точек, определяющих возможные режимы работы вентилятора при одиночной его работе. Характеристики строятся по данным заводских и производственных испытаний.

На рис. 89 и 90 приведены характеристики описанных выше типов вентиляторов. Кроме зависимости между Q и h , на характеристике обычно дается коэффициент полезного действия (к. п. д.) и мощность (N) вентилятора в зависимости от его производительности.

Каждая индивидуальная характеристика вентилятора дается для определенного числа оборотов (n) его рабочего колеса. При изменении числа оборотов характеристика смещается в координатах: при увеличении числа оборотов — вверх и вправо, при уменьшении числа оборотов — вниз и влево. С изменением числа оборотов рабочего колеса дебит вентилятора изменяется прямо пропорционально, а депрессия — пропорционально квадрату числа оборотов. Так, если на характеристике (рис. 91), соответствующей n_1 оборотов рабочего колеса, имеется точка A_1 с координатами Q_1 и h_1 , то при изменении числа оборотов колеса до n_2 новые координаты этой точки будут $Q_2 = \frac{n_2}{n_1} Q_1$ и $h_2 = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 h_1$ (точка A_2 на кривой h_2). Пользуясь этой зависимостью, можно по известной для данного числа оборотов характеристике вентилятора построить новую характеристику для любого другого допустимого числа оборотов.

Максимальное допустимое число оборотов колеса вентилятора определяется максимально допустимой окружной скоростью на его ободе. Последняя по условиям прочности конструкции колеса принимается для центробежных вентиляторов низкого (до 100 мм вод. ст.) давления 30 м/сек, среднего (до 300 мм вод. ст.) — 50 м/сек, высокого давления — 100 м/сек; для вентиляторов типа ЦАГИ (осевых) — 75—100 м/сек и т. д.

Как известно из механики, окружная скорость на ободе вращающегося колеса равна

$$u = \frac{\pi D n}{60}, \text{ м/сек,}$$

откуда

$$n = \frac{60u}{\pi D},$$

где D — диаметр колеса, м;

n — число оборотов, совершаемое колесом в одну минуту.

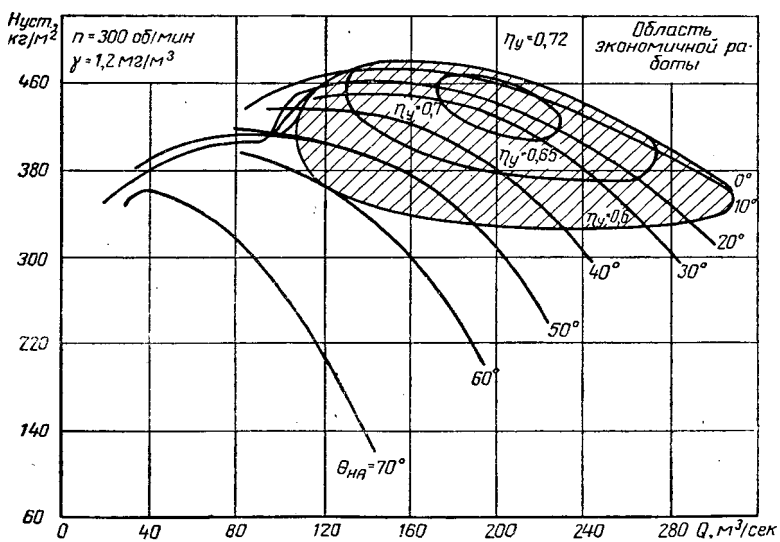
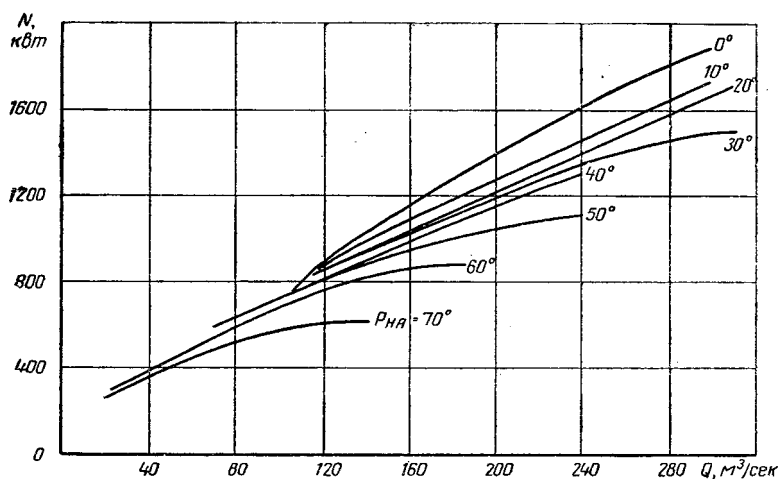


Рис. 90. Индивидуальная характеристика вентилятора ВЦ5-200/450 при $n = 300$ об/мин

Для обеспечения широких пределов производительности вентиляторы каждого типа выпускаются сериями разных размеров, но обычно геометрически подобными.

Геометрически подобными называют вентиляторы, у которых все проточные размеры (диаметр входа, ширина колеса и т. д.) одного пропорциональны соответствующим проточным размерам другого. Некоторые из типов вентиляторов, например, вентиляторы типа «Сирокко», различаются по номерам. (Для «Сирокко» номер вентилятора соответствует наружному диаметру его колеса, выраженному в дециметрах).

При одинаковой окружной скорости на ободе колеса вентиляторы с разными диаметрами колес, но одного типа (геометрически подобные), развивают одну и ту же депрессию, но при разных дебитах. При изменении диаметра колеса с D_1 на D_2 при одной и той же окружной скорости

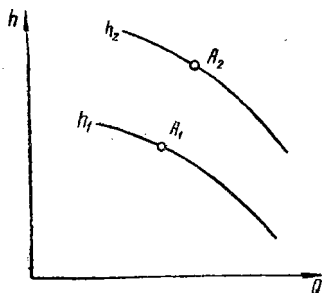


Рис. 91. Схема к пересчету характеристик вентиляторов

$$h_2 = h_1 \text{ и } Q_2 = Q_1 \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^2.$$

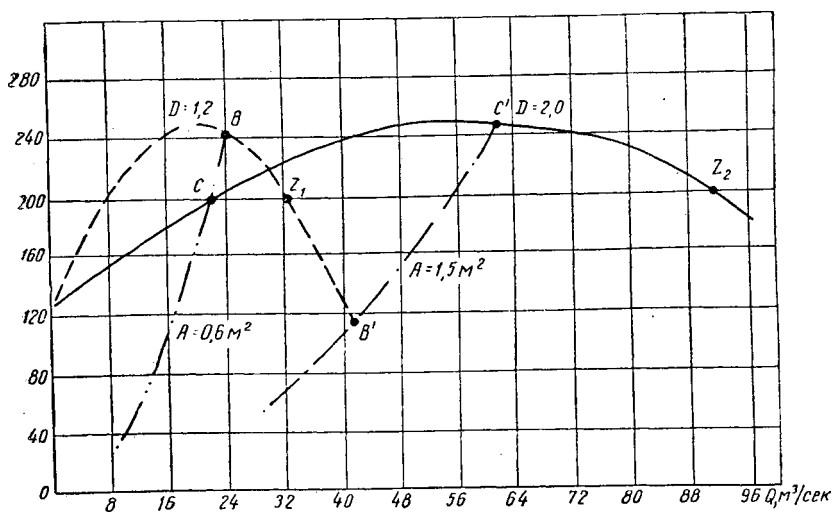


Рис. 92. Зависимость Q и h от диаметра колеса вентилятора

Так, если для вентилятора с диаметром колеса 1,2 м (рис. 92) положение точки z_1 на его характеристике (кривая I) определится координатами Q_1 и h_1 , то для идентичной точки z_2 на ха-

рактеристике вентилятора с диаметром колеса 2 м (кривая 2) при той же окружной скорости, что и в первом случае, координаты будут

$$h_2 = h_1 \text{ и } Q_2 = Q_1 \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^2 = \left(\frac{2}{1,2} \right)^2 Q_1.$$

Индивидуальная характеристика вентилятора может быть выражена не только в координатах $Q-h$, но и в иных координатах, например $R-Q$.

Поскольку характеристики подобных вентиляторов подобны, то для всей серии вентиляторов одного типа можно составить одну типовую отвлеченную характеристику. Последняя для центробежных вентиляторов строится по безразмерным коэффициентам напора μ и дебита δ , определяемым соотношениями:

$$\mu = \frac{h \cdot g}{\gamma u^2}; \quad (143)$$

$$\delta = \frac{Q}{ku \left(\frac{D}{2} \right)^2}, \quad (144)$$

где g — ускорение земного притяжения, $м/сек^2$;

γ — относительный удельный вес воздуха, $кг/м^3$;

$u = \frac{\pi D n}{60}$ — окружная скорость на ободе колеса, $м/сек$;

D — диаметр колеса, $м$;

n — число оборотов колеса в одну минуту;

k — число всасывающих отверстий;

h и Q — депрессия и дебит, взятые из индивидуальной характеристики вентилятора данного типа.

Для осевых вентиляторов построение типовых характеристик производится по отвлеченному напору (\bar{H}) и по отвлеченному дебиту (\bar{Q});

$$\bar{H} = \frac{h}{\rho u^2}; \quad (145)$$

$$\bar{Q} = \frac{Q}{F_k u}, \quad (146)$$

где h и Q — депрессия и дебит, взятые из характеристики одного из вентиляторов данного типа;

ρ — плотность воздуха, $кг \cdot сек^2/м^4$;

F_k — площадь колеса вентилятора, $м^2$;

u — окружная скорость, $м/сек$.

На рис. 93—95 приведены отвлеченные характеристики некоторых типов вентиляторов ($\varphi = \delta : \sqrt{\mu}$).

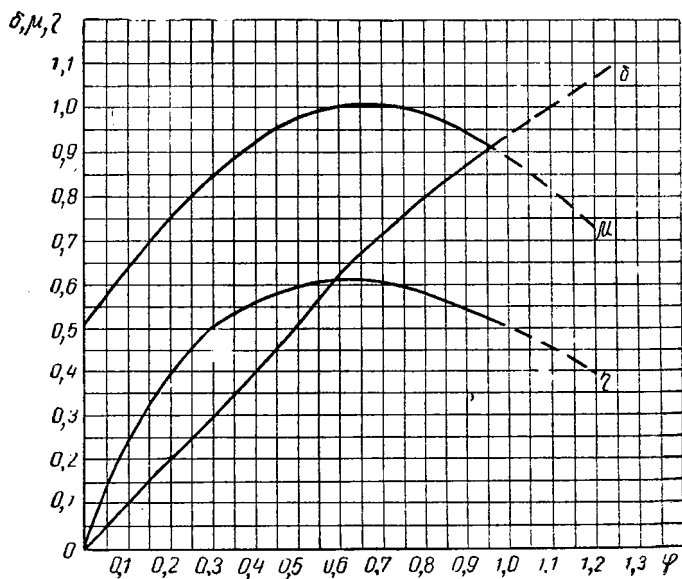


Рис. 93. Типовая характеристика вентиляторов без амортизатора ГМЗ

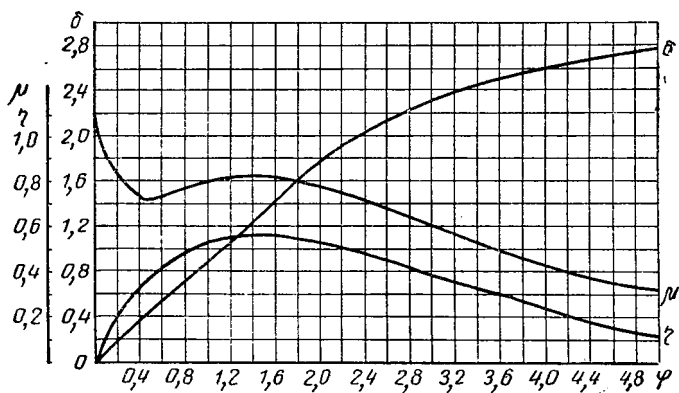


Рис. 94. Типовая характеристика вентиляторов с колесами барабанного типа

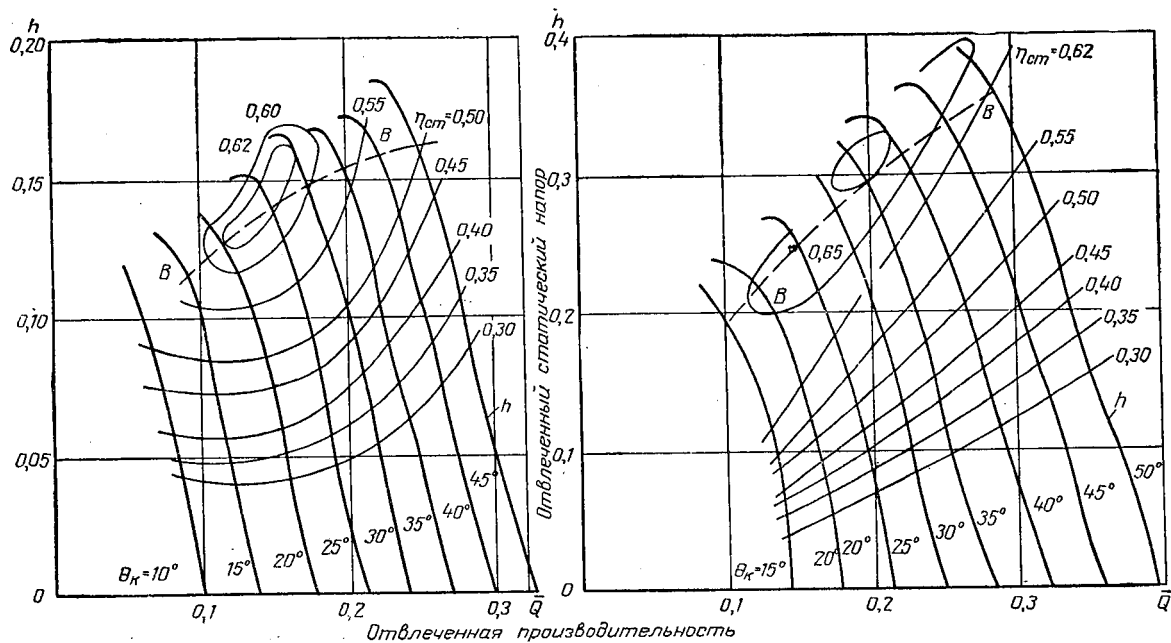


Рис. 95. Отвлеченные характеристики осевых вентиляторов серии В:
 а — одноступенчатых; б — двухступенчатых

Таким образом, имея одну индивидуальную характеристику вентилятора данного типа, можно взять на ней ряд точек и, вычислив для каждой из них значения коэффициентов напора и дебита, построить отвлеченную характеристику для всей серии вентиляторов данного типа, и наоборот, имея типовую характеристику вентиляторов данного типа, можно построить индивидуальную характеристику для любого из вентиляторов данной серии.

3. Работа вентилятора на сеть

Точка, определяющая режим работы данного вентилятора на данную сеть, должна находиться одновременно и на характеристике вентилятора, и на характеристике подключенной к нему сети, т. е. являться точкой пересечения этих характеристик, как, например, точка *I* на рис. 96. При этом из условия экономичности определяющая режим точка (*I*, *III*) должна находиться

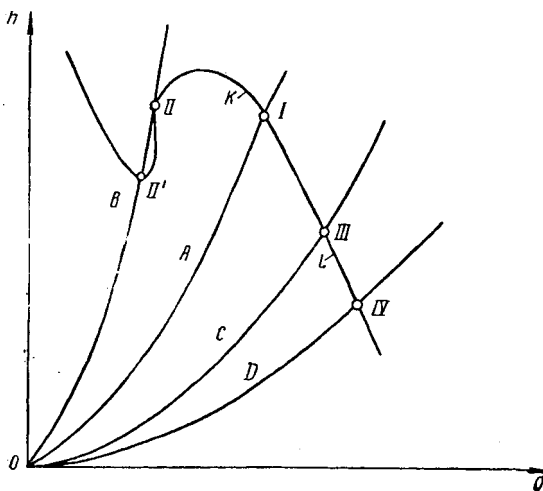


Рис. 96. Определение режима работы вентилятора на заданное сопротивление

в пределах участка *KL*, где обеспечивается достаточно высокий к. п. д. вентилятора. Участок этот обычно отмечен на характеристиках как рабочая зона вентилятора.

Если определяющая режим точка выходит из рабочей зоны вправо (например, точка *IV* на рис. 96), то это характеризует уменьшение к. п. д. работы вентилятора ниже принятого при определении рабочей зоны. Если точка, определяющая режим работы, располагается влево от рабочей зоны, то в зависимости от характеристики это может вызвать снижение экономичности работы вентилятора и даже привести к нарушению устойчивости его работы. Последнее происходит в тех случаях, когда харак-

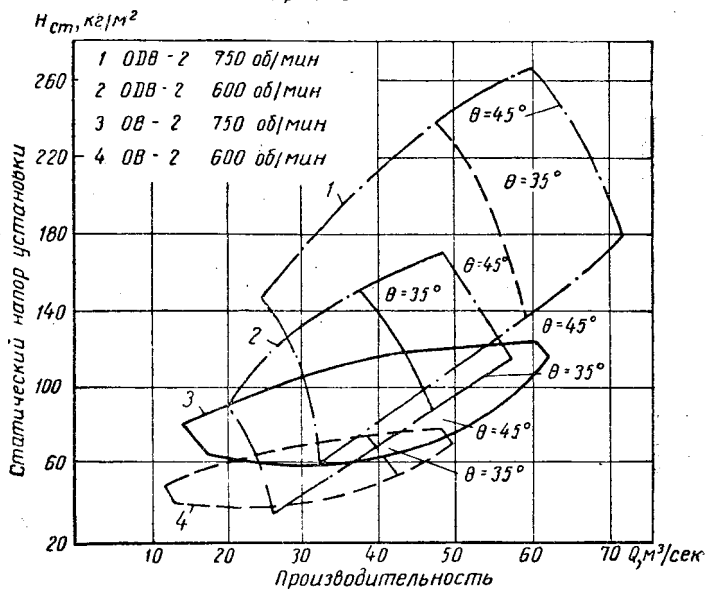
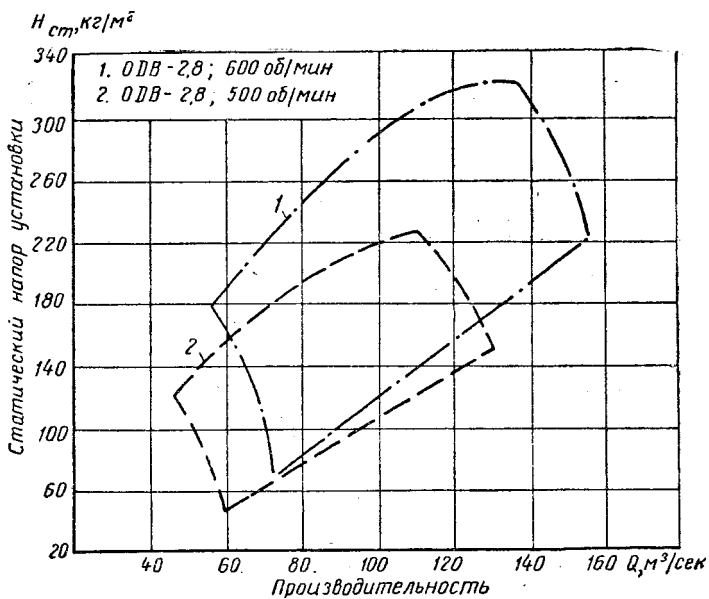


Рис. 97. Диаграммы рабочих зон вентиляторов при $\eta \geq 0,5$

характеристика вентилятора и сети пересекаются не в одной, а в двух или более точках, например в точках II , II' при характеристике сети B на рис. 96, и, следовательно, вентилятор в процессе работы будет самопроизвольно переходить от одного режима к другому. Это недопустимо по соображениям безопасности работ и по условиям правильности использования вентилятора. Поэтому рекомендуется не давать нагрузку вентилятору более 0,9 его максимального напора, чтобы при случайном повышении сопротивления сети режим работы вентилятора не стал неустойчивым.

Рабочая зона вентилятора, определенная с учетом возможного изменения угла установки лопаток рабочего колеса или направляющего аппарата и числа оборотов, будет представлена уже площадью (например, площадь на рис. 97), которая и определит возможности экономичного использования данного вентилятора. Точка, определяющая режим работы вентилятора на подключенную к нему сеть, должна лежать в границах площади. Обычно вентилятор подбирается на длительный срок работы, в продолжение которого сопротивление сети может существенно изменяться, и нужно заранее учитывать, чтобы в процессе этого изменения режим работы вентилятора не выходил из зоны экономичной его работы.

При расчете производительности и напора вентилятора необходимо учитывать, что дебит вентилятора, равный дебиту сети, на которую он работает, складывается из дебита шахты и дебита подсосов (или утечек) через надшахтное здание, а депрессия вентилятора, равная депрессии сети, — из депрессии шахты и депрессии вентиляторной установки. Вследствие этого полная характеристика сети в общем случае не совпадает с характеристикой шахты, проходя выше или ниже ее в зависимости от конкретных значений величины подсосов и сопротивления вентиляторной установки. На рис. 108 показан пример такого несовпадения. Режим работы вентилятора определяется координатами точки N , а режим проветривания шахты координатами точки M . Абсцисса ML выражает величину подсосов воздуха через надшахтное здание, а ордината LN — потерю депрессии в вентиляторной установке (в канале и диффузоре).

При одинаковой окружной скорости рабочих колес вентиляторы одной серии, но с разными диаметрами колес, дают одну и ту же депрессию, но при разных дебитах. Рабочие зоны для вентиляторов с малыми диаметрами колес расположены ближе к оси ординат, чем для вентиляторов с большими диаметрами колес. Поэтому для сетей с большим сопротивлением, когда характеристика сети располагается близко к оси ординат, оказываются выгодными малые вентиляторы и высокие окружные скорости, и наоборот, для сетей с малым сопротивлением — большие вентиляторы и малые окружные скорости. Так, на рис. 92 приведены характеристики вентиляторов одной серии при одной

окружной скорости с диаметрами колес 1,2 и 2 м и характеристики сети при $A=0,6 \text{ м}^2$ и при $A=1,5 \text{ м}^2$. Режим работы вентиляторов определится для малого вентилятора точками B и B' , для большого вентилятора — точками C и C' . Как видно из схемы, на сеть с $A=0,6 \text{ м}^2$ малый вентилятор работает более производительнее, чем большой, а на сеть с $A=1,5 \text{ м}^2$, наоборот, большой вентилятор работает производительнее малого.

4. Совместная работа нескольких источников тяги на одну сеть

Весьма часто на одну вентиляционную сеть работает одновременно несколько вентиляторов. Кроме вентиляторов, в сети действует также естественная тяга. Режим проветривания сети в этом случае определится совокупным действием включенных в нее источников тяги.

Источники тяги могут быть включены в сеть последовательно, параллельно или комбинированно.

Последовательным называется такое включение вентиляторов, когда диффузор одного

Рис. 98. Последовательная работа вентиляторов

из них соединен со всасом другого непосредственно (рис. 98, а) или через выработку (рис. 98, б), причем через оба вентилятора проходит одно и тоже количество воздуха (при работе на плотную сеть, т. е. без утечек и подсосов).

Положительная или отрицательная естественная тяга, имеющаяся в сети, в этом случае действует также последовательно с вентиляторами.

Параллельным называется такое включение вентиляторов, при котором всасы их соединены в одной точке сети непосредственно (рис. 99, а) или через выработки (рис. 99, б).

Естественная тяга в этом случае может помогать или противодействовать работе одного или обоих вентиляторов. Так, если естественная тяга будет действовать в направлении от пунктов F и D к пунктам K и C , то она будет помогать вентилятору C и препятствовать вентилятору F .

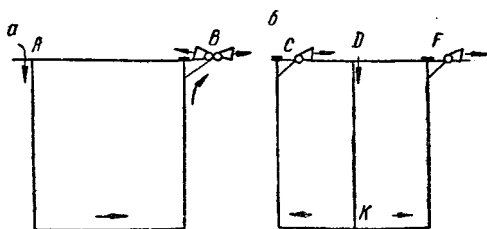
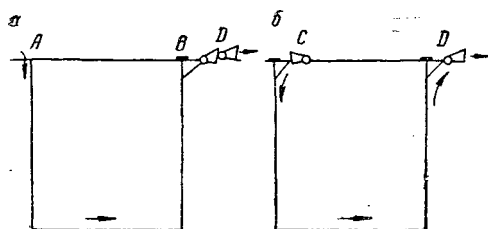


Рис. 99. Параллельная работа вентиляторов

Комбинированным называется такое соединение вентиляторов, при котором часть из них включена параллельно, а часть последовательно по отношению друг к другу. Например, на схеме, представленной на рис. 100, вентилятор *C* включен параллельно с вентилятором *B* и последовательно с вентилятором *A*.

Для полного анализа совместной работы нескольких вентиляторов нужны их полные характеристики.

Полная характеристика вентилятора строится с учетом возможных при совместной работе с другими вентиляторами отрицательной депрессии и отрицательного дебита, т. е. с учетом продолжения расположенной в первом квадранте характеристики на четвертый и второй квадранты. Так, на рис. 101 дана характеристика (кривая *ED*) вентилятора *C*, включенного последовательно с вентилятором *D*, как это показано на схеме (см. рис. 98). Если допустить непрерывное увеличение дебита вентилятора *D*, то в какой-то момент этот дебит может стать равным максимальному дебиту вентилятора *C*, выраженному абсциссой *OB*. При дальнейшем увеличении

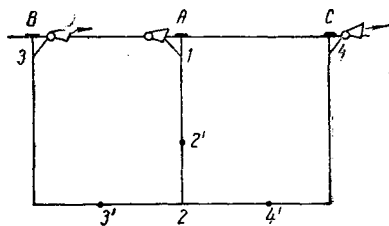


Рис. 100. Комбинированная работа вентиляторов

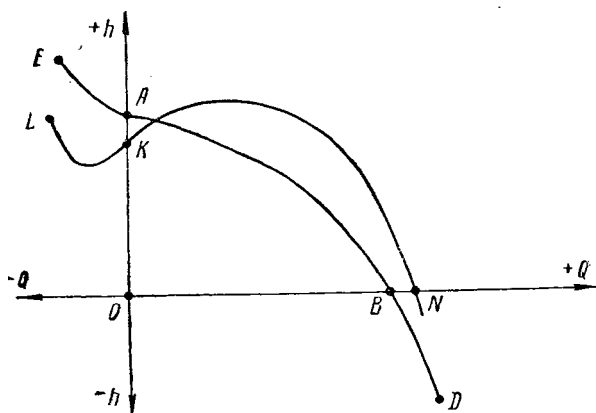


Рис. 101. Полная характеристика вентилятора

нии дебита вентилятора *D* вентилятор *C* будет являться уже сопротивлением и при положительном дебите будет иметь отрицательную депрессию. Характеристика вентилятора *C* для этих условий выразится кривой *BD* в IV квадранте.

Если при параллельном включении вентилятора *C* с вентилятором *F*, как показано на схеме, представленной на рис. 99, допустить непрерывное увеличение депрессии, создаваемой вен-

тилятором F , то последний будет забирать все большее и большее количество воздуха из поступающей струи, пока наконец поступление воздуха к вентилятору C совершенно прекратится. В этот момент вентилятор C будет иметь нулевой дебит и депрессию, выраженную ординатой OA . Если теперь продолжить увеличение депрессии вентилятора F , то он будет засасывать воздух не только по ветви DK , но и по ветви CK через вентилятор C , несмотря на то, что направление работы (вращения) последнего остается прежним. Вентилятор C сохранит положительную депрессию, но будет иметь отрицательный дебит. Характеристика вентилятора C для этих условий выразится кривой AE во II квадранте.

Следует учитывать, что характеристики вентиляторов могут быть безгорбыми или горбатыми. При этом впадина на левой ветви характеристики может быть либо в I, либо во II квадранте, как это показано, например, для характеристики LKN .

Последовательная работа вентиляторов применяется тогда, когда каждый из вентиляторов способен обеспечить достаточный для проветривания дебит, но не может при этом дебите создать депрессию, необходимую для преодоления сопротивления сети, или когда создание большой депрессии на одной вентиляторной установке нежелательно и ее нужно рассредоточить.

При последовательной работе двух или более вентиляторов на плотную сеть через них проходит одно и то же количество воздуха, а общая депрессия, действующая в сети, равна сумме депрессий, создаваемых отдельными вентиляторами. Так, если даны (рис. 102) характеристики двух вентиляторов (кривые I и II), то их суммарная характеристика выразится кривой III , полученной путем сложения индивидуальных характеристик вентиляторов по ординатам ($OA+OC=OF$ и т. д.). Режим проветривания сети определится координатами точки M пересечения характеристики сети, выраженной кривой IV , с суммарной характеристикой вентиляторов (кривая III). При этом дебит сети и вентиляторов определится абсциссой OL , а общая депрессия сети ординатой LM . Депрессии, создаваемые каждым из вентиляторов, определяются как ординаты точек N и K пересечения линии равного дебита ML с индивидуальными характеристиками вентиляторов (кривые I и II). Поскольку ординаты кривой III получались путем сложения ординат кривых I и II , то $ML = LN + KN$ или $h_0 = h_1 + h_2$, где h_1 и h_2 — депрессии вентиляторов I и II , а h_0 — общая депрессия.

При одиночной работе вентилятора I на сеть IV режим проветривания определился бы координатами точки G , а для вентилятора II при индивидуальной его работе на сеть IV — точкой E . И депрессия и дебит каждого из вентиляторов при одиночной работе оказались бы ниже депрессии и дебита получаемых при их совместной работе. Однако это положение относится только к тем режимам, которые расположены на кривой III влево от

точки Z , т. е. на той ее части, которая получена путем сложения характеристик, расположенных в первом квадранте. Участок ZH кривой III получен сложением отрицательных ординат кривой I и положительных ординат кривой II . В пределах этого участка совместная работа последовательно включенных вентиляторов невыгодна. Так, если допустить, что вентиляторы I и II работают на сеть с характеристикой, выраженной кривой V , то режим проветривания сети определится координатами точки M' , а режимы работы вентиляторов — точками K' и N' . В этом случае

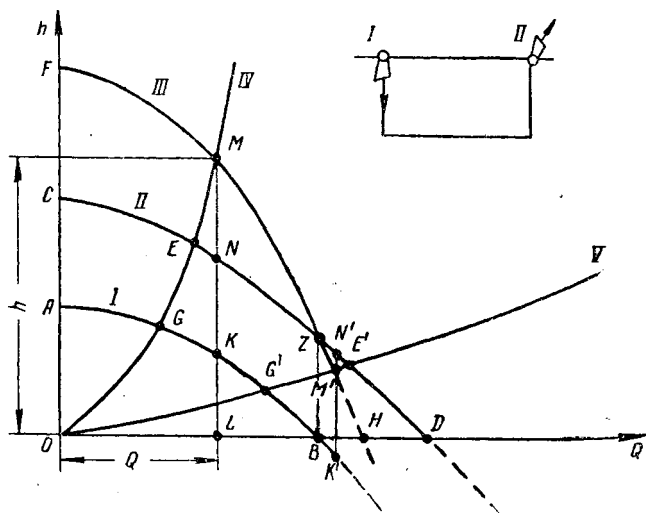


Рис. 102. Определение режимов проветривания при последовательной работе вентиляторов

малый вентилятор, будучи не в состоянии пропустить то количество воздуха, которое подает большой вентилятор, становится сопротивлением. При одиночной работе режим работы большого вентилятора определился бы точкой E' , т. е. этот вентилятор создавал бы в сети большой дебит и депрессию, если бы малый вентилятор отсутствовал.

Следовательно, совместная работа последовательно включенных вентиляторов будет выгодна только тогда, когда общее количество подаваемого в сеть воздуха меньше максимального дебита меньшего вентилятора.

Обычно при решении практических задач сопротивление сети и требуемый дебит известны или заданы и положение точки M , таким образом, известно. Тогда задача сводится лишь к подбору нагрузок на вентиляторы. При этом следует руководствоваться, в частности, тем, чтобы иметь наименьшие утечки, а на газовых шахтах — чтобы в районе очистных работ создавалось разряжение.

Так, если подсосы у первого вентилятора больше, а у второго — меньше, то целесообразно большую часть нагрузки дать на второй вентилятор.

Если в газовой шахте потери депрессии при движении свежей струи воздуха на участке до очистных работ равны, например, $\frac{1}{3}$ от общей депрессии шахты, то на эту депрессию и следует регулировать нагнетающий вентилятор, оставляя нагрузку на всасывающий вентилятор $\frac{2}{3}$ от общешахтной депрессии.

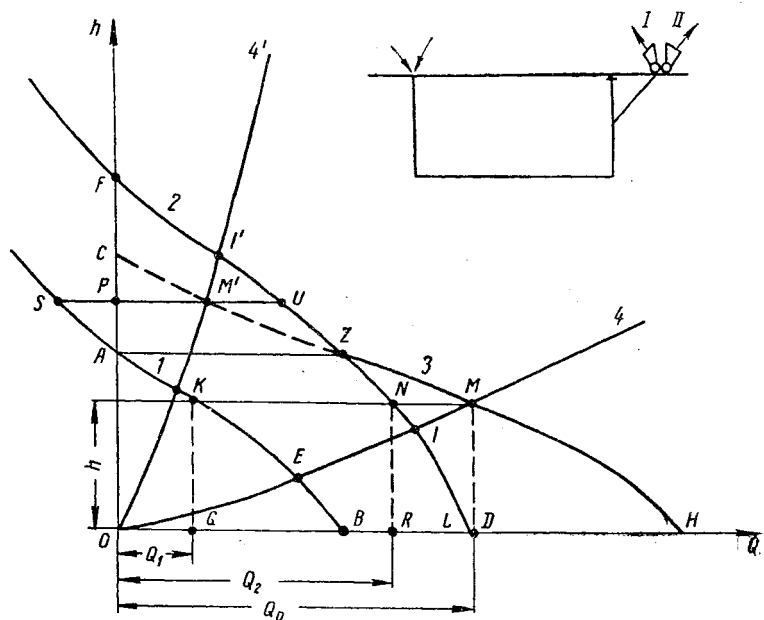
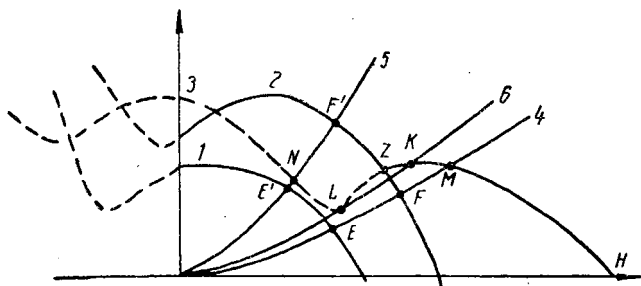


Рис. 103. Определение режимов проветривания при параллельной работе вентиляторов, установленных на одном стволе

Параллельная работа вентиляторов применяется тогда, когда надо рассредоточить на два или более вентилятора общий дебит сети.

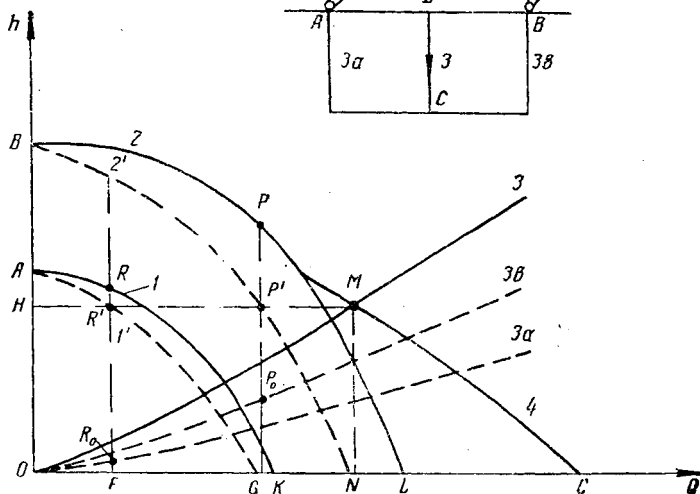
Для вентиляторов, подключенных параллельно в одной точке сети, депрессия одинакова, а дебит сети равен сумме дебитов отдельных вентиляторов. Так, если даны (рис. 103) характеристики двух установленных на одном стволе и работающих на плотную сеть вентиляторов (кривые 1 и 2), то их суммарная характеристика выражается кривой 3, полученной путем сложения индивидуальных характеристик вентиляторов по абсциссам ($\overline{OB} + \overline{OD} = \overline{OH}$ и т. д.). Режим проветривания сети определится координатами точки M пересечения характеристики сети (кривая 4) с суммарной характеристикой вентиляторов (кривая 3). При этом дебит сети (Q_0) определится абсциссой OD. Индивидуальные дебиты вентиляторов (Q_1 и Q_2) определяются абсцис-

При одиночной работе вентилятора 1 на заданную сеть (кривая 4) режим проветривания определился бы координатами точки E , а при одиночной работе вентилятора 2 — точкой I . Как видно из графика, и депрессии и дебит вентиляторов оказались бы ниже, чем при их совместной работе. Однако это действительно только для режимов, расположенных на участке ZH'



суммарной характеристики, т. е. вправо от точки Z . Последнее соответствует депрессии, выраженной для второго вентилятора ординатой OA , при которой вентилятор 1 имеет нулевой дебит ($Q_1=0$).

Для случая, когда характеристики вентиляторов горбатые, как это представлено, например, на рис. 104, форма суммарной характеристики оказывается сложной.



печивать меньшую интенсивность проветривания, чем при одиночной работе вентилятора 2 (точка F'). Для сети с характеристикой 6 режим проветривания будет неустойчив, поскольку характеристики сети и вентиляторов пересекаются в двух точках (K, L).

На рис. 105 приведены характеристики вентиляторов 1 и 2 и характеристики $3a$, $3b$ и 3 участков сети соответственно AC , BC и CD . Требуется определить режим проветривания участков сети и режимы работы вентиляторов. Решение выполняется по следующей схеме:

1) вычитая по ординатам из характеристики вентиляторов (кривые 1, 2) характеристики их индивидуальных участков (кривые 3а, 3в) как присоединенные последовательно, получаем приведенные (к точке С) характеристики вентиляторов (кривые 1', 2'). Складывая эти приведенные характеристики по абсциссам, получаем суммарную приведенную характеристику вентиляторов (кривая 4). Координаты MN и HM точки пересечения M кривой 4 с характеристикой общего участка (кривая 3) определяют режим проветривания последнего;

2) дебиты вентиляторов 1 и 2 определяются соответственно абсциссами HR' и HP' точек пересечения R' и P' линии, равной

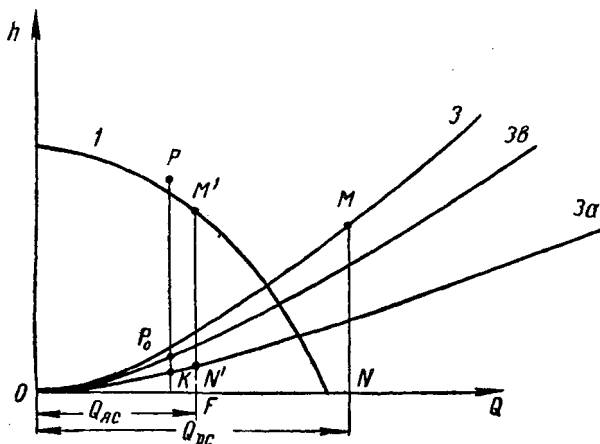


Рис. 106. Схема к определению необходимого режима работы вентилятора

депрессии, проведенной через точку M , с приведенными к точке C характеристиками вентиляторов. Режимы работы вентиляторов определяются точками R и P пересечений ординат, проведенных через точки R' и P' до пересечения с характеристиками вентиляторов 1 и 2.

Все другие задачи, которые могут быть поставлены при данной схеме, решаются весьма просто.

Из графических построений (см. рис. 105) следует, что потери депрессии вентиляторов на их общем участке сети h_{CD} выражаются ординатой MN . При этом $MN = P_0P = R_0R$. Ординаты FR_0 и GP_0 выражают депрессии индивидуальных участков сети, соответственно AC и BC . Таким образом, равенство $FR = FR_0 + R_0R$ выражает уравнение $h_{AD} = h_{AC} + h_{CD}$. Поэтому, если заданы сопротивления элементов сети и количества воздуха в ветвях DC и AC , то тем самым заданы и координаты точек R и P , по которым и следует подобрать необходимые вентиляторы. Так, если (рис. 106) заданы сопротивления элементов сети, общий

дебит и характеристика одного из вентиляторов, например первого, то задача по подбору режима работы второго вентилятора решается следующим образом:

1) откладывая по оси абсцисс значение Q_{DC} (абсцисса ON), находят точку M пересечения ординаты, проведенной через точку N , с характеристикой общего участка сети. Ордината MN выражает потерю депрессии на общем участке сети;

2) вводя отрезок $M'N'=MN$ между характеристиками вентилятора и его индивидуального участка (между кривыми 1 и $3a$), находят дебит первого вентилятора Q_{AC} , выражаемый абсциссой OF ;

3) вычитая из общего дебита Q_{DC} дебит первого вентилятора Q_{AC} , определяют дебит второго вентилятора (Q_{BC}) и откладывают его, как абсциссу OK ;

4) проведя через точку K ординату, откладывают на ней от точки P_0 , точки пересечения ординаты с характеристикой $3a$, вверх отрезок $P_0P=MN$. Точка P будет точкой, определяющей режим работы второго вентилятора.

Аналогично решились бы эти задачи, если бы были заданы не характеристики вентиляторов, а характеристики естественной тяги по направлениям DCA и DCB .

Комбинированная схема проветривания применяется при необходимости рассредоточения депрессии и дебита на несколько вентиляторов. Обычно нагнетательно-всасывающее проветривание осуществляется за счет установки нагнетающего вентилятора, обеспечивающего полный дебит шахты, но не дающего достаточной для ее проветривания депрессии, и всасывающих фланговых вентиляторов, каждый из которых обеспечивает по своему направлению необходимый парциальный (частный) дебит и ту часть депрессии, которую нужно добавить к депрессии нагнетающего вентилятора, чтобы обеспечить прохождение этого парциального дебита через данный фланговый вентилятор.

Так, для схем рис. 100 дебит нагнетающего вентилятора A равен сумме дебитов вентиляторов B и C . Депрессия одного крыла шахты равна сумме депрессий вентиляторов A и B , а другого — вентиляторов A и C . При этом распределение депрессий между нагнетающими и всасывающими вентиляторами может быть различным. Так, компрессия, создаваемая вентилятором A , может распространяться от пункта 1 до пунктов $3'$ и $4'$. Тогда каждый из фланговых вентиляторов будет работать на свой участок сети $3-3'$ и $4-4'$. В другом случае, если компрессия, создаваемая вентилятором A , достаточна только на преодоление сопротивления сети до пункта $2'$, вентиляторы B и C будут иметь индивидуальные ($4-2$ и $3-2$) и общий ($2-2'$) участки сети. Изменение положения точки, где компрессия нагнетательного вентилятора сменяется депрессией вентилятора всасывающего, может быть достигнуто путем изменения режимов работы вентиляторов. И в данном случае остаются в силе те замечания, кото-

рые даны выше относительно принципа распределения депрессий между нагнетающими и всасывающими вентиляторами при их последовательной работе. Нахождение режима проветривания сети при комбинированном проветривании производится по рассмотренным выше методам решения задач параллельной и последовательной работы вентиляторов.

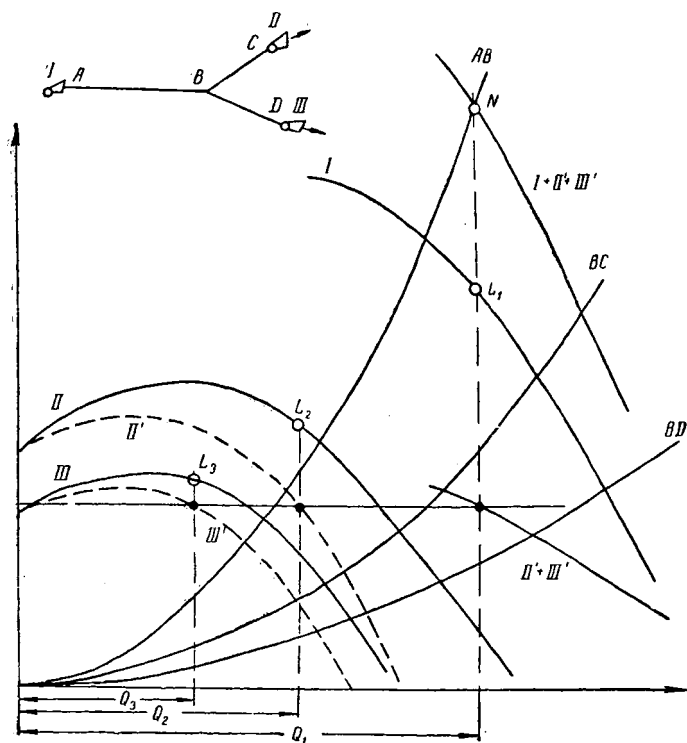


Рис. 107. Определение режимов проветривания при комбинированной работе вентиляторов

Для определения режима проветривания сети при комбинированной работе вентиляторов задаются схемой сети и расположением вентиляторов (рис. 107), а также характеристикой элементов сети и вентиляторов.

Решение выполняется с применением изложенных выше принципов следующим образом: 1) из характеристик II и III вентиляторов вычитают по ординатам характеристики их индивидуальных участков сети, соответственно BC и BD; 2) полученные приведенные характеристики вентиляторов II' и III' складывают по абсциссам, в результате чего получают кривую II' + III' — суммарную характеристику обоих фланговых вентиляторов и, прибавляя к ней по ординатам характеристику вентилятора I, на-

ходят общую суммарную характеристику всех трех вентиляторов относительно участка AB (кривая $I + II' + III'$). Пересечение этой характеристики с характеристикой участка AB (точка N) определит режим проветривания последнего.

Так же как и в предыдущих случаях, находят индивидуальные дебиты и депрессии вентиляторов и участков сети.

Очевидно, что когда Q задано, вся задача весьма упрощается и сводится только к подбору вентиляторов или, при уже установленных вентиляторах, к регулированию их нагрузки. При этом на газовых шахтах центральному вентилятору дают такую нагрузку, чтобы создаваемая им компрессия полностью расходовалась на участке до очистных работ. От очистных работ до выхода струи необходимая депрессия обеспечивается фланговыми вентиляторами.

5. Работа вентилятора на неплотную сеть

Все рассмотренные выше задачи на совместную работу вентиляторов относятся к работе на плотную сеть, т. е. на сеть без утечек. При рассмотрении вопроса о работе вентилятора на шахте следует учитывать, что, поскольку в устье ствола всегда имеют место утечки, то практически характеристика сети, на которую работает вентилятор, и характеристика шахты — разные понятия.

Так, для схемы, представленной на рис. 108, *а*, характеристика вентилятора может быть заснята, например, для сечения $I—I$, характеристика же шахты определяется для сечения $III—III$. Для того чтобы рассматривать работу вентилятора на шахтную сеть, необходимо или исключить влияние утечек, или учесть их, т. е. или характеристику вентилятора перестроить для сечения $III—III$, или характеристику шахты построить как характеристику сети для сечения $I—I$.

Рассмотрим первый случай. На рис. 108, *б* даны характеристика вентилятора 1, определенная для сечения $I—I$; характеристика устья ствола 2, определенная из условия $R_y = h_{ш} : Q_y^2$; характеристика канала 3, определенная из условия $R_k = h_k : Q_k^2$; характеристика шахты 4, определенная из условия $R_{ш} = h_{ш} : Q_{ш}^2$. При этом h и Q взяты по соответствующим фактическим замерам.

Дальнейшие построения производятся в следующем порядке: 1) из характеристики вентилятора 1 вычитается по ординатам характеристика канала 3, как присоединенного последовательно. Полученная приведенная характеристика 1' будет относиться уже к сечению $II—II$; 2) из приведенной к сечению $II—II$ характеристики вентилятора 1' вычитается по абсциссам характеристика устья ствола, как характеристика параллельной ветви (точкой схождения струй Q_y и $Q_{ш}$ является атмосфера). Полученная в результате кривая 1'' будет представлять собой ту характери-

стику вентилятора, для которой $Q_{ш} = Q_v$ и $h_{ш} = h_v$. Координаты точки M пересечения, приведенной к сечению $III-III$ характеристики вентилятора с характеристикой шахты, определяют режим проветривания последней.

Режиму проветривания шахты, определяемому точкой M , на характеристике 1 будет соответствовать точка N . Последняя находится следующим образом: 1) через точку M проводится линия равной депрессии (параллельная оси абсцисс) до пересечения с характеристикой $1'$ в точке L ; 2) через точку L прово-

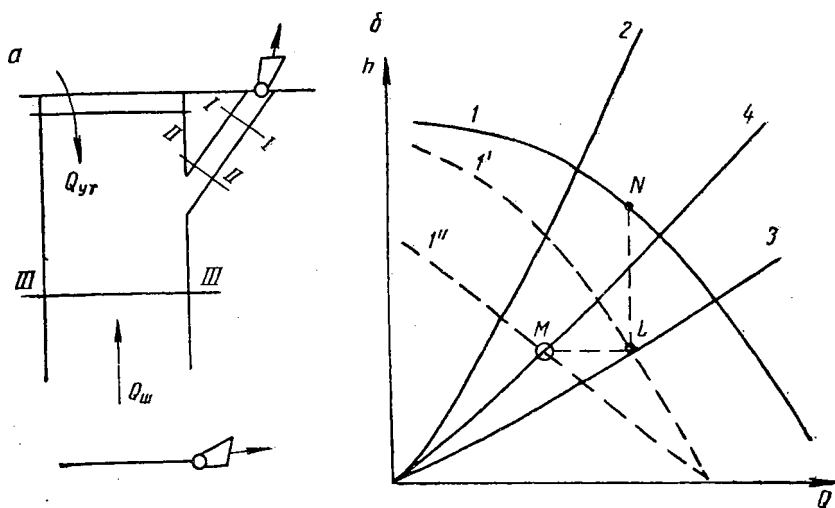


Рис. 108. Работа вентилятора на неплотную сеть

дится линия равного дебита (параллельно оси ординат) до пересечения с характеристикой 1 в точке N . Отрезок ML выражает подсосы через устье ствола, а отрезок LN — потерю депрессии в канале вентилятора. Изменяя утечки и сопротивление канала, можно в широких пределах изменять относительное положение точек M и N , первая из которых определяет действительный режим проветривания шахты, а вторая — действительный режим работы вентилятора.

Очевидно, что для второго случая (построения характеристики сети для сечения $I-I$) задача решается в обратном рассмотренному порядке, а именно: 1) к характеристике шахты прибавляется по абсциссам характеристика устья ствола, 2) к полученной суммарной характеристике, относящейся уже к сечению $II-II$, прибавляют по ординатам характеристики канала. Полученная таким образом суммарная характеристика сети будет относиться к тому сечению, для которого по принятому условию построена характеристика 1 вентилятора.

§ 33. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СООРУЖЕНИЯ

К вентиляционным относятся сооружения и устройства, которые служат специально для пропуска воздуха, его направления и распределения в шахтной вентиляционной сети, а также для обеспечения необходимой герметичности вентиляционных путей. Таковыми являются: всасывающие будки и выходные части вентиляторов, вентиляционные каналы, устройства для реверсирования струи, устройства для герметизации вентиляционного ствола, вентиляционные переключки с регулировочными окнами и дверьми, изолирующие переключки, воздушные мосты, шлюзы и некоторые другие.

1. Вентиляционный комплекс на поверхности шахт

Согласно Правилам безопасности, «проветривание подземных выработок должно производиться при помощи непрерывно действующих вентиляторов, установленных на поверхности». Главная вентиляторная установка должна состоять из двух самостоятельных агрегатов, один из которых является резервным. Вентиляторные установки должны быть оборудованы устройствами для реверсирования вентиляционной струи. Устье вентиляционного ствола должно быть герметически закрыто. Целью перечисленных и ряда других правил является обеспечение непрерывности, надежности и управляемости подачи воздуха в шахтную вентиляционную сеть как одного из основных условий безопасных и нормальных санитарно-гигиенических условий труда в подземных выработках.

Очевидно, что при проектировании и строительстве вентиляционного комплекса поверхности должны быть учтены требования технического удобства и экономичности его последующей эксплуатации. А при эксплуатации должен осуществляться непрерывный контроль и постоянное поддержание в хорошем состоянии как всей системы вентиляционных устройств в целом, так и отдельных составляющих ее элементов.

Вентиляторная установка. В качестве примера вентиляторной установки на рис. 109 приведена вентиляторная установка ВОКД-1,5-35/300, где 1 — вентилятор, 2 — фундамент; 3 — вентиляционное здание; 4 — подводящий канал; 5 — обводный канал; 6 — выходная часть; 7 — электродвигатель; 8 и 9 — устройства для реверсирования вентиляционной струи; 10 — устройство для борьбы с шумом; 11 — воздухозаборная будка.

Как видно из рис. 109, вентилятор сообщается с одной стороны с шахтным стволом при помощи канала, с другой стороны — через выходную часть с атмосферой. В аэродинамическом отношении эти два участка являются весьма ответственными.

Поскольку через вентиляционный канал проходит весь воздух за весь срок работы вентилятора, то необходимо стремиться обеспечить возможно меньшее вентиляционное сопротивление

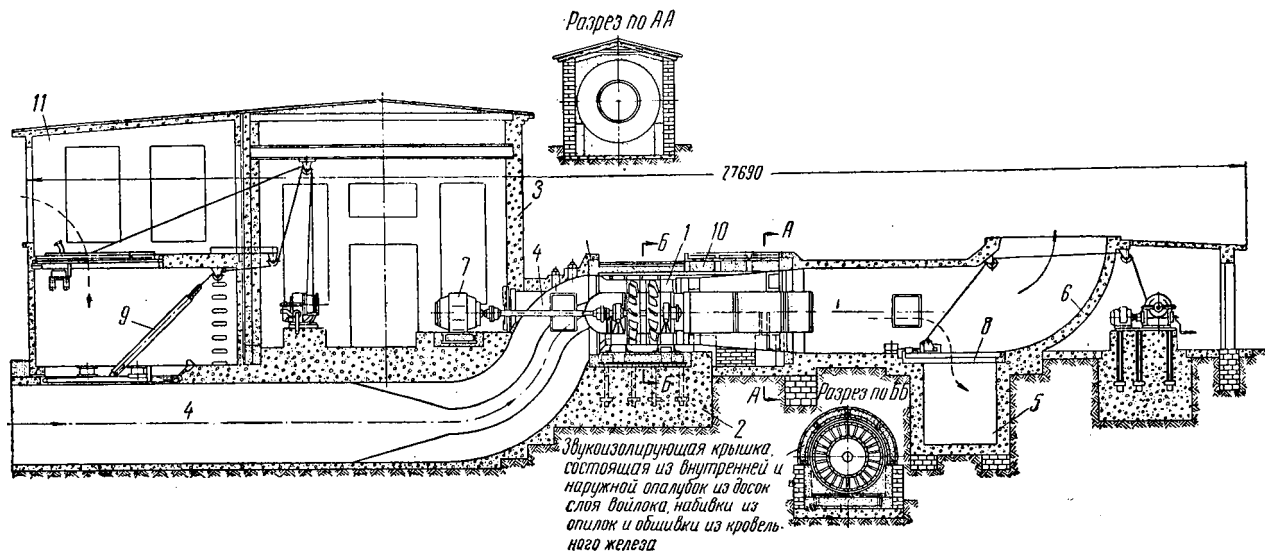


Рис. 109. Вентиляторная установка ВОКД-1,5-35/300

канала и, следовательно, меньшие затраты энергии на проветривание. С этой целью осуществляются следующие мероприятия.

1. Канал делается небольшой длины, без резких поворотов, с небольшим уклоном в сторону ствола. Сопряжение со стволом делается плавным, а выход струи к колесу вентилятора таким образом, чтобы исключалось несимметричное поступление воздуха на колесо. При необходимости иметь крутые повороты канала в последних устанавливаются направляющие лопаточки, снижающие сопротивление таких поворотов.

2. Каналы делают прямоугольного, сводчатого, восьмиугольного или круглого сечения и таких размеров, чтобы скорость движения воздуха по каналу не превышала 15 м/сек.

3. Крепление каналов выполняется бетоном, железобетоном, кирпичом или камнем.

4. Каналы должны быть защищены от обмерзания. Для этого они либо устраиваются углубленными в землю, либо утепляются.

5. Канал должен иметь лазы, позволяющие проникать в него для осмотров, чистки и других целей.

6. Канал не должен иметь утечек или подсосов воздуха.

Опыт работ шахт показывает, что при небрежном выполнении или содержании каналов потери давления в них могут достигать весьма значительных величин.

В. Б. Комаров рекомендует считать ориентировочно, что потеря депрессии в каналах большего и среднего сечения не должна превышать 10—20 мм вод. ст., а сопротивления каналов должны составлять: для каналов большого поперечного сечения 0,5—2 м, для каналов среднего сечения 5—10 м.

При работе вентилятора на нагнетание воздух всасывается через специальный колодец или, как в данной установке, через специальную воздухозаборную будку 11 (см. рис. 109), имеющую проемы с жалюзийными решетками.

Воздух из вентилятора выходит в атмосферу через диффузор и специальную выходную часть, как это показано на рис. 109.

Диффузор — это сравнительно короткая расширяющаяся труба, присоединяемая к кожуху вентилятора. Обычно принимают угол раскрытия диффузора $\Theta = 8-10^\circ$, а отношение выходного сечения диффузора ко входному $S_{\text{вых}} : S_{\text{кан}} = 3 : 4$. Назначение диффузора — уменьшение скоростного напора ($h_{\text{ск}} = \frac{\gamma v^2}{2g}$), бесполезно теряемого при выходе воздуха в атмосферу.

Потеря давления в канале, диффузоре и потеря скоростного давления на выходе в атмосферу дают в сумме потерю напора в вентиляторной установке.

Нормальное сопротивление вентиляторной установки
В. Б. Комаров рекомендует определять по формуле

$$R_{в. у} = a \frac{\pi}{D^4}, \quad (147)$$

где D — диаметр колеса, м;

a — множитель, равный:

для осевых вентиляторов с плавным каналом 0,05;

для осевых вентиляторов с коленчатым каналом без лопаток 0,10;

для центробежных вентиляторов с двусторонним всасыванием без амортизатора с коленчатым диффузором 0,075;

то же, с пирамидальным диффузором 0,055;

для вентиляторов с амортизатором и вентиляторов барабанного типа (ориентировочно) 0,040.

Устройства для реверсирования вентиляционной струи. В некоторых аварийных случаях (пожар, взрыв) встречается необходимость в быстром изменении направления (реверсировании) вентиляционной струи в шахте на обратное. Для вентиляторов осе-

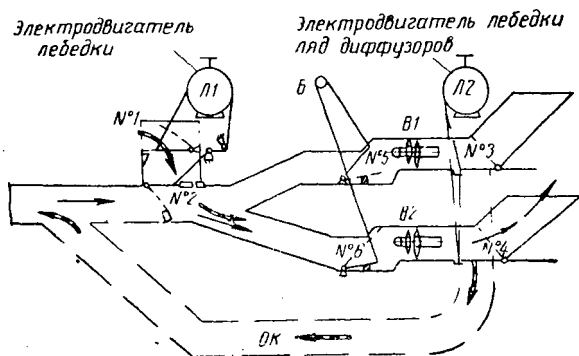


Рис. 110. Схема реверсирования

вых реверсирование струи можно осуществить за счет изменения направления вращения рабочего колеса, но обычно и для осевых и для центробежных вентиляторов оно достигается за счет системы каналов и заслонок (ляд), позволяющих изменять направление движения воздуха. Одна из схем реверсирования приведена на рис. 110 [79].

Когда вентилятор В2 работает на всасывание, то атмосферные ляды № 1 и 2 и диффузорные ляды № 3 и 4 находятся в горизонтальном положении; лядя № 6 перед всасом работающего вентилятора В2 опущена, а лядя № 5 перед всасом резервного вентилятора В1 поднята и перекрывает канал этого вентилятора. Работающий вентилятор В2 засасывает воздух из шахты и вы-

брасывает его через диффузор в атмосферу (путь движения воздуха показан сплошными стрелками). Опрокидывание (реверсирование) струи осуществляется лебедками Л1 и Л2, снабженными электрическими и ручными приводами. При реверсировании лебедкой Л1 ляда № 2 опускается, перекрывая основной канал вентилятора, а ляда № 1 поднимается, вследствие чего всасывающий канал вентилятора оказывается отключенным от шахты и соединенным с атмосферой. Одновременно лебедкой Л2 ляды № 3 и 4 поднимаются вверх и перекрывают диффузоры, соединяя вентиляторы с обводными каналами. При такой перестановке ляд работающий вентилятор В2 будет засасывать воздух из атмосферы и нагнетать его по обводному каналу в шахту.

Очевидно, что при работе вентилятора В1 переключение ляд такое же, но ляда № 5 в этом случае будет опущена, а ляда № 6 не работающего в этот момент вентилятора В2 поднята.

Приведенная схема реверсирования предусматривает автоматизацию управления вентиляторной установкой и реверсивными устройствами, при наличии которого реверсирование занимает всего 1,5 мин. Правила безопасности допускают максимальную затрату времени для осуществления реверсирования до 10 мин., что при ручной перестановке ляд является не столь большим промежутком.

Существует много различных схем расположения каналов и устройств для реверсирования, но принцип устройства сохраняется подобным описанному.

Прочие устройства. При работе осевых вентиляторов возникает высокочастотный шум. Мерами снижения громкости шума являются различного вида звукоизоляции диффузора и кожуха вентилятора и устройства звукопоглощающих перегородок в выходной части.

2. Герметизация устья вентиляционного ствола

Устье ствола (или шурфа), на котором установлен вентилятор, должно быть закрыто таким образом, чтобы воспрепятствовать возникновению через него короткого тока между атмосферой и каналом вентилятора. Способ герметизации ствола выбирают в зависимости от того, служит ли ствол только для целей вентиляции или по нему осуществляется спуск-подъем людей и грузов.

В первом случае в стволе может быть поставлена глухая перемычка или перемычка с лядами. Во втором случае приходится прибегать к герметизации надшахтного здания или к устройству воздушных клапанов.

На рис. 111 изображен один из типов глухих затворов.

На двутавровые балки и кольцо из уголкового железа настан полук из двух рядов досок, соединенных в шпунт. На доски

уложен слой бетона и насыпан слой земли. Часто для сохранения доступа в выработку в полке устраиваются ляды.

Недостатком глухого полка является то, что в случае взрыва газа или пыли может быть нарушена вентиляция из-за разрушения взрывной волной вентилятора или затвора. В целях предотвращения этого в канале устраивается иногда специальный клапан, слабо сопротивляющийся открыванию его в атмосферу при повышении давления в канале. Затвор может быть также выполнен в виде подвижной подвесной крышки, края которой погружены в специальный канал по периметру выработки. В этом случае при взрыве крышка может приподниматься, а затем вновь становится на место.

Глухие затворы обеспечивают надежную герметизацию устья. При тщательном выполнении их утечки воздуха через устье составляют менее 10%.

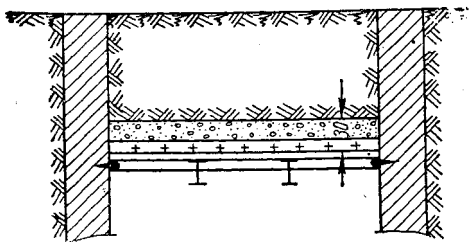


Рис. 111. Глухой полк в устье ствола

Герметизация здания (рис. 112) сводится к обеспечению такой плотности стен, дверей, окон всего или части здания, чтобы при открытом устье ствола подсос наружного воздуха через здание составлял не более 10%. Сообщение герметизированной части здания с наружной атмосферой должно осуществляться через шлюз — длинный тамбур с двумя дверьми. При открывании одних из дверей другие должны быть закрыты, что позволяет пропускать через шлюз грузы, не нарушая герметизации.

Открывание шлюзовых дверей выполняется механическим приводом с блокировкой, исключающей одновременное открывание обеих дверей. Если двери открываются вручную, что при значительной депрессии довольно трудно, то в них делают небольшие окна с задвижками, предварительное открывание которых облегчает последующее открывание дверей, так как выравнивает разность давлений с обеих сторон двери.

Если уголь разгружается внутри герметизированной части здания, то его выпуск из здания должен производиться так, чтобы герметизация здания не нарушалась. Это достигается применением опрокидов, заключенных в герметический кожух, перепуском угля через шлюзовое устройство с двумя затворами или через бункер, в котором роль затвора выполняет некоторое количество угля, всегда сохраняемое в бункере.

Обеспечить и поддерживать в хорошем состоянии герметизацию здания довольно трудно. Поэтому ни при строительстве, ни при эксплуатации нельзя пренебрегать малейшими возможностями повышения герметичности здания и в том числе такими, как

уплотнение дверей, устройство клапанов над отверстиями для канатов, тщательное остекление здания и т. д.

При клетевом подъеме в случаях, когда по какой-либо причине герметизация здания исключается, делают воздушные клапаны, позволяющие осуществлять изоляцию устья от наружной атмосферы.

При воздушных клапанах ствол шахты от поверхности земли до уровня приемной площадки должен быть закрыт. При этом

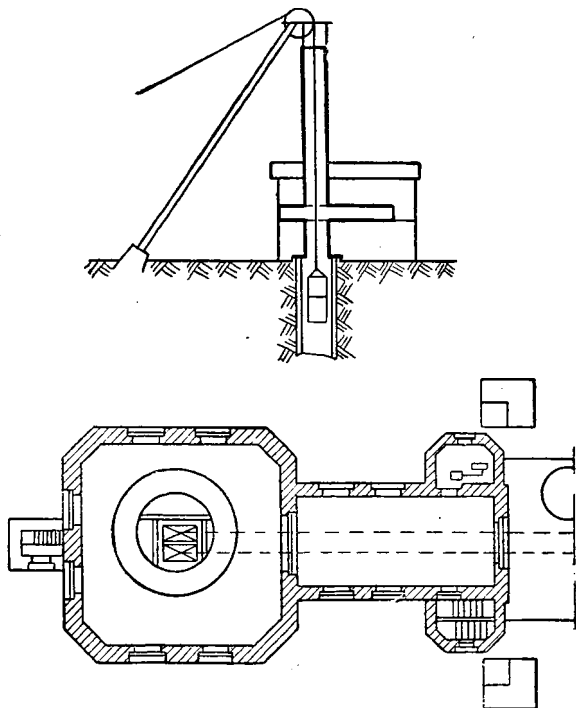


Рис. 112. Схема герметизации надшахтного здания

часть ствола ниже приемной площадки на длину несколько большую, чем длина клетки с прицепным устройством, должна быть расшита так, чтобы каждая клеть проходила через нее с минимальными зазорами. На приемной площадке ствол должен быть плотно перекрыт за исключением подъемных отделений. Последние закрываются подвижными крышками-клапанами. Устройство клапана показано на рис. 113. Клапаны делают обычно деревянными с оковкой полосовым или уголко-вым железом, нижний край клапана иногда обивают войлоком. Клапан снабжается резиновыми буферами; в центре клапана имеется отверстие для каната, перекрываемое вторым, малым клапаном *а*.

Общий принцип осуществления герметизации состоит в следующем. Когда клетки внизу, ствол закрыт клапанами. Когда одна из клеток поднимается к устью ствола, она перекрывает собой все сечение верхней части ствола и открывает сначала малый, а затем и большой клапан. Для того чтобы ствол не оказался открытым в момент переподъема клетки, последняя снабжена в нижней части фартуком длиной 0,6—1,0 м. Когда клеть поставлена на место, она перекрывает ствол своим днищем. Клапаны могут обеспечить достаточную герметизацию устья ствола только при особо тщательном их устройстве.

При отсутствии расшивки ствола и надежной изоляции его в пределах приемной площадки утечки могут быть весьма большими и устройство клапанов не достигает цели.

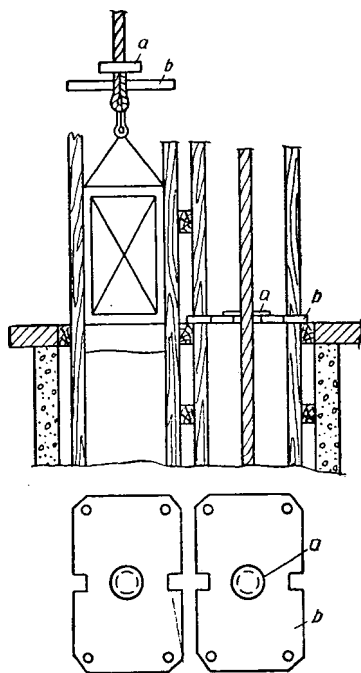


Рис. 113. Воздушный клапан

3. Вентиляционные устройства в подземных выработках

Подаваемый в шахту свежий воздух должен омывать все выработки, в которых находятся или могут находиться люди. В сумме эти выработки образуют вентиляционную сеть шахты.

В процессе работы шахты конфигурация вентиляционной сети меняется: одни выработки исключаются из системы, другие включаются в нее. Меняется также взаиморасположение забоев, требующих проветривания. Целесообразная конфигурация сети и необходимое распределение воздуха в ней обеспечиваются при помощи вентиляционных устройств, к которым относятся: переключки, вентиляционные двери и окна, кроссинги и некоторые другие устройства.

Переключки имеют своим назначением прекращение движения воздуха по выработке.

Переключки бывают: 1) временные — из парусины, брезента, дерева; 2) постоянные — из дерева, кирпича и бетона.

Парусиновые и брезентовые переключки (паруса) устраиваются в тех местах, где необходимо ограничить доступ воздуха, но сохранить возможность движения людей и грузов по выработке.

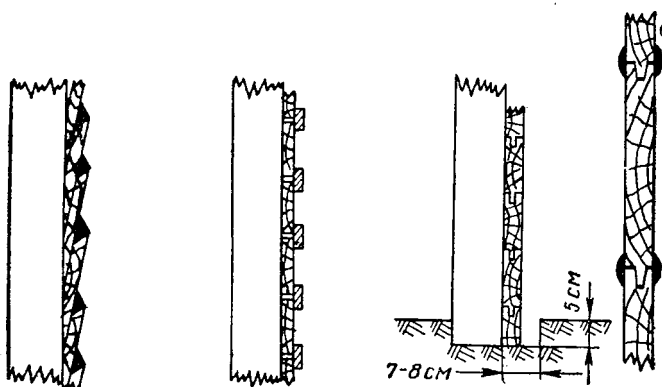


Рис. 114. Виды одинарных дощатых перемычек

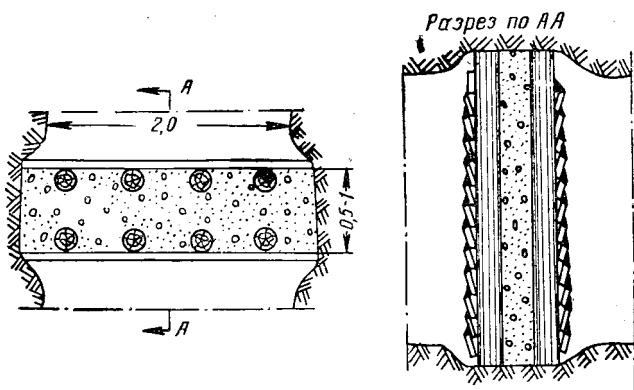


Рис. 115. Двойная дощатая перемычка

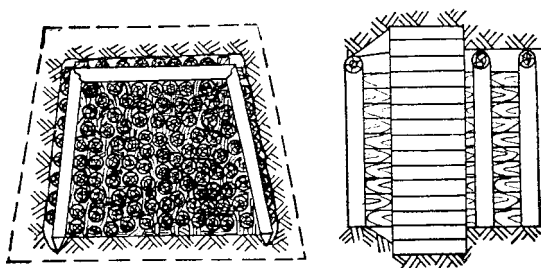


Рис. 116. Чураковая перемычка

Брезентовая перемычка устраивается из одинарного или двойного полотнища, прибиваемого к перекладу так, чтобы полностью перекрывалось сечение выработки. К такого рода перемычкам часто прибегают в аварийных случаях, например при пожарах, когда скорость возведения перемычки имеет весьма существенное значение.

Деревянные перемычки бывают дощатыми и чураковыми. Дощатые перемычки устраиваются одинарными или двойными. Одинарная дощатая перемычка (рис. 114) устраивается из двух-трех стоек, к которым со стороны движения воздуха прибиваются, обычно внахлестку, доски или обапола. Чтобы меньше были прососы воздуха по периметру перемычки, в месте установки перемычки делается кольцевой вруб. Глубина вруба (0,5—1 м) зависит от характера пород. Концы досок должны плотно прилегать к стенкам вруба. Вся перемычка по швам и периметру примыкания ее к породам обмазывается глиной.

Двойная дощатая перемычка (рис. 115) состоит из двух рядом поставленных одинарных перемычек, пространство между которыми заполняется каким-либо инертным материалом (глиной, песком и т. п.).

Чураковые деревянные перемычки (рис. 116) выполняются в виде стенок, выложенных на глине из чураков длиной 0,5—1 м. Перемычка устанавливается в кольцевом врубе глубиной 0,5—1 м. Для уплотнения перемычка расклинивается забиваемыми между чураками деревянными клиньями, обмазывается снаружи глиной. Чураковые перемычки просты по устройству, обладают большой сопротивляемостью разрушению и малой воздухопроницаемостью и поэтому применяются в качестве постоянных перемычек.

Кирпичные перемычки устраиваются в виде стенок в 1,5—2 кирпича толщиной на известковом или цементном растворе и штукатурятся.

Бетонные и железобетонные перемычки устанавливаются в тех случаях, когда требуется большая сопротивляемость горному давлению, воздухо- и водонепроницаемость.

Двери предназначаются для прохода людей и перемещения грузов через перемычки, в которых они устанавливаются. Двери разделяются на вентиляционные и противопожарные.

Согласно Правилам безопасности, вентиляционные двери должны устанавливаться в каменных или чураковых перемычках, которые заделываются в бока и кровлю выработки на глубину не менее 0,5 м в породе и 1 м в угле.

В целях предупреждения короткого замыкания вентиляционных струй, при котором часть шахты, образующая отдельное выемочное поле, может оказаться выключенной из установлен-

ной схемы проветривания, должны соблюдаться при устройстве дверей, разделяющих эти струи, следующие условия:

1) число дверей должно быть не менее двух, причем расстояние между дверями должно быть больше максимальной длины состава вагонеток:

2) двери должны быть деревянными, толщиной не менее 40 мм, обшитыми листовым железом, или железными толщиной не менее 3 мм, укрепленными в железных рамах с раскосами;

3) при наличии в выработке рельсовых путей должны быть приняты меры для устранения утечек воздуха через порог двери.

Вентиляционные двери должны устраиваться таким образом, чтобы они закрывались автоматически, а при установке дверей

на главных откаточных путях с интенсивной откаткой они должны автоматически открываться и закрываться или же обслуживаться специальными дверовыми.

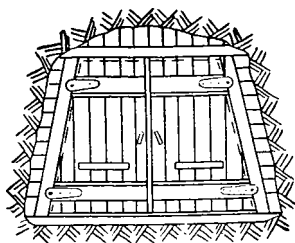


Рис. 117. Деревянные двери

Деревянные двери (рис. 117) делают обычно из двух рядов досок с прокладкой из толя или просмоленного холста между рядами. Иногда делают и одинарные двери, но последние обычно дают весьма большие утечки. Доски сколачивают одна с другой в шпунт или в четверть; полотно

двери укрепляется поперечинами. Иногда дверь усиливается за счет металлической оковки. В целях повышения воздухопроницаемости в нижней части двери обычно прибивают фартук, а по периметру набивают войлок. Дверные полотна должны прилегать к раме со стороны большего давления воздушной струи.

Самозакрывание двери обеспечивается за счет установки дверной рамы с наклоном около 80° , установки противовеса, пружины или другими способами.

Автоматические вентиляционные двери, устанавливаемые в откаточных выработках, бывают разных конструкций; одна из них в упрощенном виде приведена на рис. 118.

Дверь состоит из двух связанных между собой тягами створок 1 и имеет с обеих сторон рычажные открыватели 2. Электровоз (или вагонетка), подходя к двери, нажимает рычаг открывателя, который, отходя в сторону и перемещаясь по направлению движения проходящего через дверь электровоза, открывает створки, перемещающиеся во взаимно-противоположных направлениях. Как только рычаги открывателей освобождаются от нажатия, створки под влиянием контргруза 3 закрываются. Дверь можно открывать и вручную. Плотность прилегания створок к раме двери достигается за счет резиновых уплотнителей по

периметру створок. Для прохода людей имеется отдельная дверь 4 или параллельно с основной выработкой устраивается ходок, имеющий две двери, открываемые вручную.

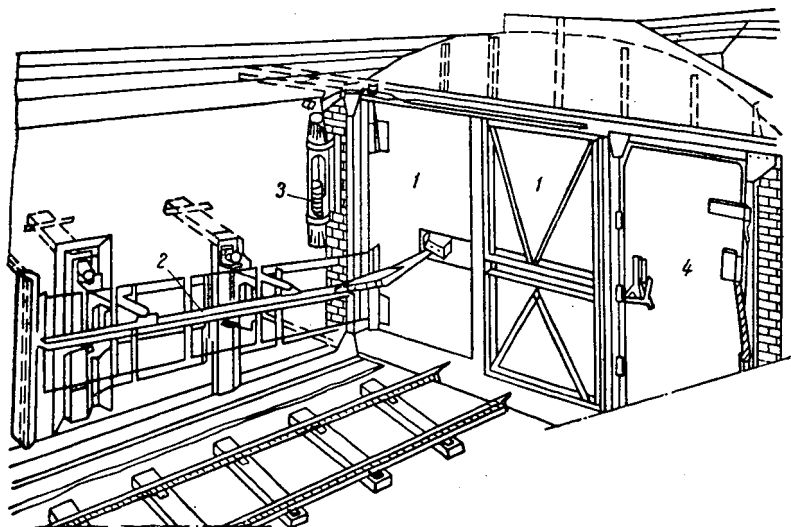


Рис. 118. Автоматические вентиляционные двери

Помимо описанных дверей с механическим приводом, есть конструкции дверей, в которых предусматривается открывание при помощи пневматического или электрического двигателя.

Вентиляционное окно имеет целью изменение сопротивления данной выработки в целях регулирования распределения воздуха в системе выработок (отрицательное регулирование).

Выполняется вентиляционное окно в виде отверстия в двери или перемычке, снабженного заслонкой, позволяющей менять величину свободного прохода для воздуха (рис. 119). Необходимые размеры свободного сечения окна определяются расчетом (см. часть II, гл. VIII, § 41). Если по расчету окно оказывается большим, оно заменяется несколькими перемычками со свободными дверными проемами, дающими в сумме такое же сопротивление, как и требуемое окно.

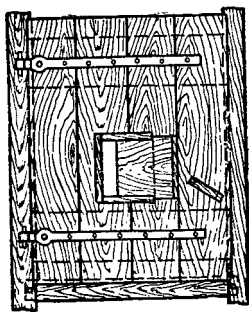


Рис. 119. Вентиляционная дверь с окном

Ляды, устанавливаемые в наклонных или вертикальных выработках, имеют то же самое назначение, что и вентиляционные

двери. Ляды делаются деревянными на деревянной раме или металлическими. Для облегчения открывания ляд к ним устанавливают противовесы.

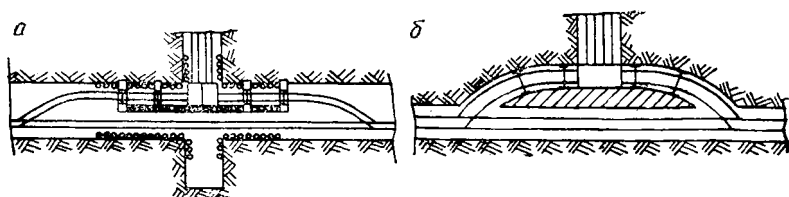


Рис. 120. Буфет

Буфетом называется устройство, изолирующее бремсберг от вентиляционной струи, проходящей по откаточному штреку. Назначение буфета — предотвратить утечку воздуха с основного штрека на вентиляционный через бремсберг.

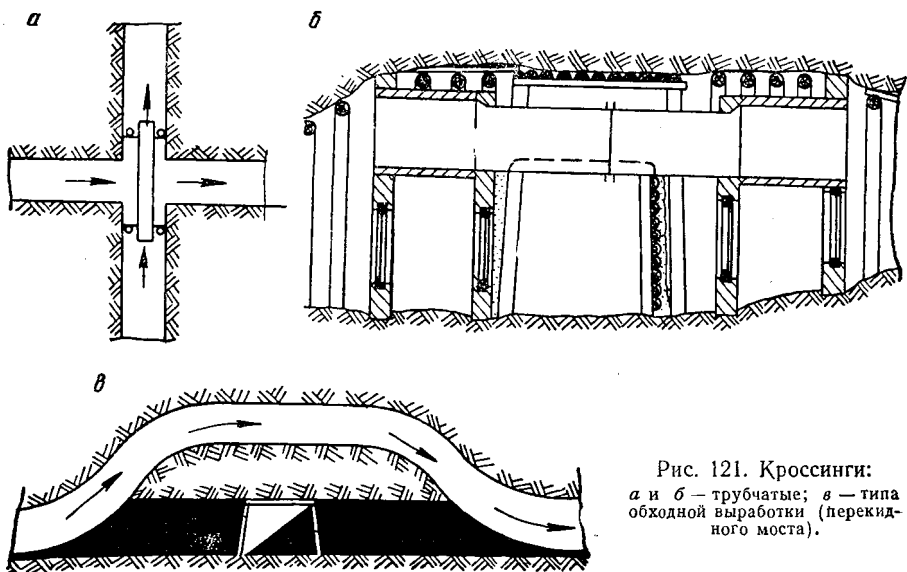


Рис. 121. Кроссинги:
а и б — трубчатые; в — типа обходной выработки (перекидного моста).

Конструктивно буфет выполняется в виде кирпичной, бетонной или иной плотной продольной стенки (рис. 120, а), отделяющей часть штрека против бремсберга, и шлюзов, устраиваемых с обеих сторон бремсберга для герметизации этой отделенной от остальной выработки части. Иногда бремсберг соединяется со штреком не непосредственно, а диагональными ходками (рис. 120, б), в которых и устраиваются шлюзы (роль продольной перемычки в этом случае играет целик породы, расположенный против бремсберга).

Воздушным мостом (кроссингом) называется устройство, позволяющее изолировать одну вентиляционную струю от другой в местах пересечения выработок, по которым идут эти струи.

Устройство кроссингов показано на рис. 121.

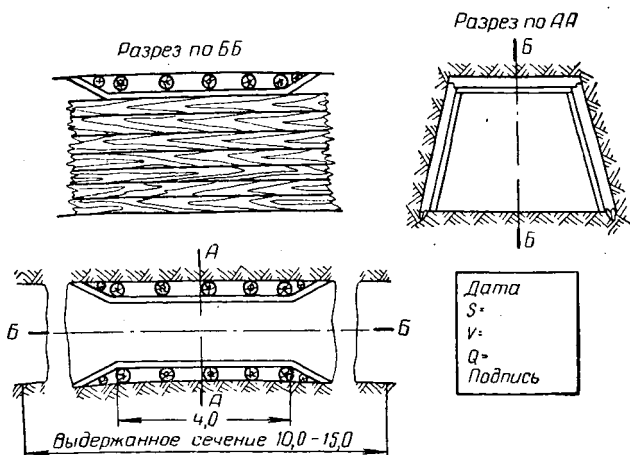


Рис. 122. Замерная станция

Согласно Правилам безопасности, кроссинги разделяются на капитальные и участковые. Капитальные кроссинги, обслуживающие несколько эксплуатационных участков, должны быть типа «перекидного моста» и сооружаются из бетона или камня. Для пропуска воздуха в количестве $20 \text{ м}^3/\text{сек}$ и более должны проходиться обходные выработки с плавными сопряжениями такого же крепления и сечения, как и выработки, к которым они примыкают.

Участковые кроссинги должны сооружаться из камня, бетона или металлических труб. Трубы должны быть сечением не менее $0,5 \text{ м}^2$ из металла толщиной не менее 5 мм. Перемычки у кроссингов должны быть каменными или бетонными.

Замерные станции. В тех пунктах, где по условиям контроля проветривания необходимо систематически замерять скорость движения воздуха, устраивают так называемые замерные станции (рис. 122).

Замерная станция — это прямой участок выработки, обшитый по периметру досками. Назначение станции — обеспечить прохождение всего количества воздуха через сечение, в котором производится замер, а также по возможности равномерное распределение скоростей в этом сечении.

§ 34. ОБОГРЕВАНИЕ ШАХТНЫХ СТОЛОВ

В зимнее время воздух, подаваемый в шахту по стволам и штольням, должен искусственно подогреваться. Это вызвано необходимостью обеспечения нормальных тепловых условий для

людей, занятых в околоствольных дворах, с одной стороны, и необходимостью защиты воздухоподающих выработок от обмерзания, могущего быть причиной аварии, — с другой.

Обогревание производится обычно паровыми калориферами. Секция калорифера (рис. 123, а) состоит из шести (модель С) восьми (модель В) стальных трубок, ввальцованных в каркасы-

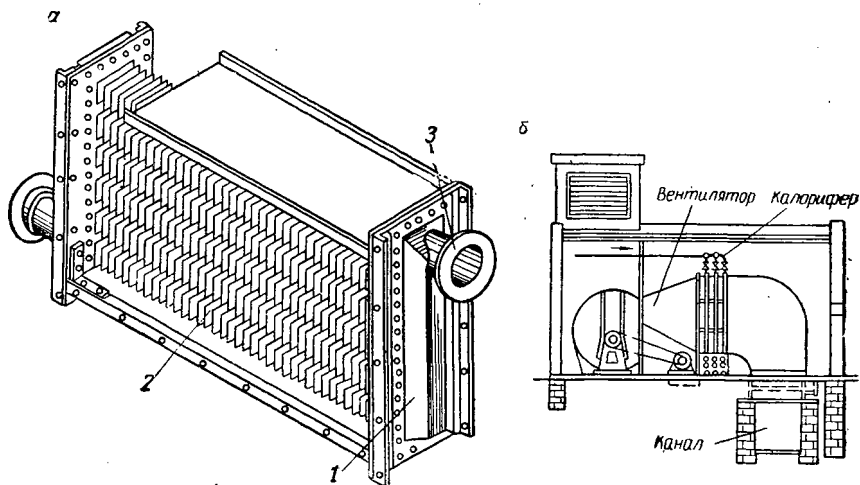


Рис. 123. Калориферная установка:
а — секция калорифера; б — общий вид установки

решетки 1. На трубки насажены пластины 2 из кровельного железа. По трубкам проходит пар, подаваемый через штуцер 3. Нагреваемый воздух проходит между пластинами калорифера. Обычно подогревают не весь, а часть поступающего в шахту воздуха. Температура нагрева принимается $70-80^{\circ}$, а количество подогреваемого воздуха рассчитывается так, чтобы температура смеси нагретого и холодного воздуха в устье ствола была не ниже $+2^{\circ}$.

Движение воздуха через калориферы обеспечивается за счет вентилятора главного проветривания или, что значительно чаще, за счет специального калориферного вентилятора.

Если главный вентилятор установлен на воздухоподающем стволе (при нагнетательном проветривании), то можно сделать так, чтобы часть проходящего через вентилятор воздуха засасывалась через калориферы. Если воздух протягивается через калориферы специальным вентилятором, то при нагнетательном проветривании главный и калориферный вентиляторы работают параллельно на один ствол, что следует учитывать при подборе калориферного вентилятора, так как в точке схождения подогретой и холодной струи оба вентилятора должны создавать одинаковую депрессию. Подогретая часть воздуха подается либо

сразу в ствол, либо в вентиляционный канал вентилятора главного проветривания. (Пример взаимного расположения вентилятора и калорифера показан на рис. 123, б).

Вентилятор может быть расположен «до калорифера» или «после калорифера». Очевидно, что при всасывающем проветривании калорифер и вентилятор главного проветривания расположены на разных стволах и калорифер должен иметь свой вентилятор, дебит которого будет составлять часть общего дебита поступающего в шахту воздуха.

Согласно существующим правилам, температура воздуха, подаваемого зимой в ствол шахты, должна быть не менее $+2^{\circ}$.

Весовое количество подлежащего подогреву воздуха определяют из уравнения

$$G_{\text{под}} = G_{\text{общ}} \frac{t_{\text{см}} - t_{\text{нар}}}{t_{\text{под}} - t_{\text{нар}}}, \quad (148)$$

где $G_{\text{под}}$ — вес подогреваемого воздуха, кг/час ;
 $G_{\text{общ}} = Q_{\text{общ}} \gamma = 1,2 Q_{\text{общ}}$ — общее весовое количество необходимого для проветривания шахты воздуха в час;

$Q_{\text{общ}}$ — общее объемное количество необходимого для проветривания шахты количества воздуха в час;

$t_{\text{см}}$ — температура смеси воздуха в стволе (не менее $+2^{\circ}$);

$t_{\text{нар}}$ — абсолютная минимальная температура данной местности;

$t_{\text{под}}$ — расчетная температура подогрева воздуха в калориферах (обычно $+80^{\circ}$).

Расчетную тепловую производительность калорифера определяют по формуле

$$Q_{\text{т}} = 0,24 G_{\text{общ}} (t_{\text{см}} - t_{\text{нар}}), \text{ ккал/ч.} \quad (149)$$

Выбор калориферов производят по методикам, изложенным в соответствующих курсах горной механики. В частности, его можно произвести по таблице (приложение 11), составленной М. М. Шемахановым, где даны значения величины x при различном количестве воздуха, проходящего через калорифер при разных типах калорифера.

Значения x находятся из формулы

$$x = \frac{1,15 Q_{\text{т}}}{t_{\text{т. ср}} - t_{\text{в. ср}}}, \quad (150)$$

где $t_{\text{в. ср}}$ — средняя температура воздуха в калорифере;

$$t_{\text{в. ср}} = \frac{t_{\text{нар}} + t_{\text{под}}}{2}. \quad (151)$$

$t_{\text{т. ср}}$ — температура пара в калорифере, которая находится в зависимости от давления пара p перед калорифером по таблице, данной в приложении 12.

Если числа x в графе, соответствующей производительности, не находится, то это значит, что одна секция удовлетворить расчетную потребность Q_T не может и нужно несколько секций, включенных параллельно или последовательно. Если принять n последовательно включенных секций, то в таблице отыскивается вместо величины x величина $x' = \frac{x}{n}$ в графе, соответствующей $G_{\text{под}}$. Если принять параллельное включение m калориферов, то $x' = \frac{x}{m}$ нужно искать в графе, соответствующей $G_{\text{под}} : m$.

Обычно принимают установку калориферов в несколько параллельных рядов по несколько последовательно установленных калориферов в ряду. Тогда находят для данного числа параллельных рядов значения $G_{\text{под}} : m$ и в колонке, соответствующей этому значению количества проходящего через калорифер воздуха, выбирают n калориферов производительностью x' каждый. Таким образом, получают

$$x = qnm. \quad (152)$$

В таблице (см. приложение 11) даны также значения потери депрессии при прохождении воздуха через калориферы, нужные для подсчета депрессии калориферного вентилятора. Если устанавливается последовательно n калориферов, то их общая депрессия равна hn (где h — табличное значение депрессии) плюс 10—30% депрессии на преодоление различных дополнительных сопротивлений.

Расчетную производительность калориферных вентиляторов в установках „до калориферов” определяют по формуле

$$Q_v = \frac{G_{\text{под}}}{\gamma_{\text{нар}}}, \text{ м}^3/\text{час}. \quad (153)$$

В установках вентилятора „после калориферов”

$$Q_v = \frac{G_{\text{под}}}{\gamma_{\text{под}}}, \text{ м}^3/\text{час}. \quad (154)$$

При всасывающем проветривании воздух из калориферов подается непосредственно в ствол по каналам с углом наклона 5—10°, скорость выхода подогретого воздуха из окна калориферного канала должна быть 10—12 м/сек (не более 15 м/сек).

При нагнетательном проветривании подогретый воздух может быть подан ко всасу главного вентилятора или в вентиляционный канал между вентилятором и стволом. В последнем случае главный и калориферный вентиляторы оказываются включенными параллельно, и поэтому необходимо рассчитывать их так, чтобы каждый из вентиляторов создавал в точке слияния струй одну и ту же депрессию.

Иногда при нагнетательном проветривании обходятся без калориферного вентилятора. В этом случае главный вентилятор часть воздуха засасывает непосредственно из атмосферы, а часть — через калориферы.

Глава VII

УТЕЧКИ ВОЗДУХА

Многочисленными исследованиями показано, что использование подаваемого в шахту воздуха не всегда происходит в достаточной степени рационально. Существенным препятствием в этом направлении оказывается трудность создания и поддержания должной герметизации вентиляционных выработок и устройств.

Все утечки в вентиляционной сети в целом можно разделить на две группы: утечки местные и утечки непрерывно-распределенные. К первой группе относятся утечки, приуроченные к определенному месту в сети подземных выработок, а именно: утечки через устье вентиляционного ствола и вентиляционный комплекс поверхности, утечки через вентиляционные устройства в различных горных выработках. Ко второй группе относятся утечки, происходящие непрерывно по пути следования воздуха — через выработанные пространства на дневную поверхность или с откаточного штрека на вентиляционный, через целики и перемычки между двумя параллельными выработками, через бутовые полосы.

§ 35. ЗАКОН СОПРОТИВЛЕНИЯ ПРИ УТЕЧКАХ

Исследование утечек показывает, что квадратичная зависимость $h = RQ^2$ сохраняется при движении воздуха через щели и неплотности в перемычках и через неуплотнившиеся слои крупнокусковатой закладки или обрушенных пород. При просачивании воздуха через слой кусковатого материала в бункерах или через слой относительно уплотненной забутовки режим движения оказывается промежуточным (например, для плотной бутовой закладки толщиной 6 м показатель степени n в уравнении $h = RQ^n$ оказался равным 1,7). Практически ламинарным ($h = RQ$) оказывается режим движения воздуха через слой песка, инертной пыли, а также при движении через уплотнившееся выработанное пространство.

В качестве расчетного параметра для перемычек, стенок и пр. В. Б. Комаровым было предложено ввести коэффициент воздухопроницаемости.

Коэффициентом воздухопроницаемости k , по В. Б. Комарову, называется количество воздуха ($\text{м}^3/\text{сек}$), просачивающееся через 1 м^2 перемычки или стенки толщиной 1 см при депрессии в 1 мм вод. ст.

Практического внедрения этот параметр пока еще не получил из-за отсутствия достаточных данных по его конкретным значениям для различных условий.

Интересным, с практической точки зрения, является предложение М. А. Патрушева, который на основе исследований в шахтах Донбасса разработал новую методику расчета утечек через перемычки между параллельными выработками. Установив, что основная потеря воздуха в перемычках приходится на неплотности по периметру и что движение воздуха при просачивании происходит по закону $h = RQ^2$, М. А. Патрушев [70] предложил определять коэффициент воздухопроницаемости перемычки по формуле

$$k = \frac{q}{P} \sqrt{\frac{b}{h}}, \text{ м}^{3,5}/\text{сек} \cdot \text{кг}^{0,5}, \quad (155)$$

где q — количество воздуха, просачивающееся через перемычку, $\text{м}^3/\text{сек}$;

P — периметр перемычки, м ;

h — депрессия обуславливающая утечки, мм вод. ст. ;

b — толщина перемычки, м .

Значения k по М. А. Патрушеву приведены в табл. 34.

Таблица 34

Значения коэффициента k для перемычек
(по М. А. Патрушеву)

Тип изолятора	Значение $k \cdot 10^{-5}$ при боковых порогах	
	моноклитных	трещиноватых
Шлако- и бутобетонные перемычки при ненарушенных целиках угля	90	165
Каменные перемычки при ненарушенных целиках угля	160	280
Шлакоблочные и кирпичные перемычки при ненарушенных целиках угля	120	215
Чураковые перемычки при ненарушенных целиках угля	260	430
Насыпные перемычки при ненарушенных целиках угля	280	—
Чураковые перемычки при нарушенных целиках угля	430	730
Чураковые перемычки при бутовых полосах	510	830

По данным значениям k можно подсчитывать утечки через перемычки, пользуясь формулой

$$q = k \frac{9,30}{\psi} \sqrt{\frac{h}{b}}, \quad (156)$$

где $\psi = \frac{9,30}{P}$ — коэффициент приведения;

P — периметр перемычки, м.

Если периметр P не задан, а известна только площадь перемычки, то значения ψ берутся по графику (рис. 124), полученному опытным путем.

Имеется также много способов расчета утечек через надшахтные здания, через выработанные пространства и т. д. Однако широкого применения они не нашли ввиду сравнительной сложности подсчетов и отсутствия значений, необходимых для расчетов исходных параметров. Поэтому при оценке возможных утечек в проектируемых вентиляционных сетях исходят пока из общих практических данных, считая, что утечки составляют в целом по шахте 20—30% по отношению к расчетной потребности забоев в воздухе. Падение депрессии в выработке подсчитывается, как известно, по формуле $h = QR^2$, причем обычно полагают $Q = \text{const}$. Однако при наличии утечек количество воздуха в выработке непостоянно, что необходимо учитывать при расчете. Обычно подсчет депрессии выработок с переменным расходом воздуха производится по формуле В. Н. Воронина

$$h = RQ_n \cdot Q_k, \quad (157)$$

где Q_n и Q_k — количества воздуха в начале и в конце выработки.

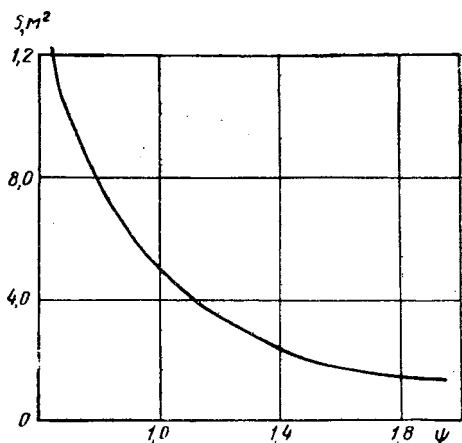


Рис. 124. Зависимость коэффициента ψ от площади перемычки

§ 36. ХАРАКТЕРИСТИКА ВОЗДУХОПРОНИЦАЕМОСТИ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ УСТРОЙСТВ

Для удобства вентиляционных расчетов и их наглядности в основу оценки воздухопроницаемости вентиляционных устройств принимают: величину их аэродинамического сопротивления

и количество просачивающегося через них воздуха в процентах к дебиту той вентиляционной струи, из которой происходят утечки.

По проценту утечек (p) В. Б. Комаров предлагает считать качество перемычки, двери и т. д.

очень хорошим, если	$p \leq 5\%$
хорошим, если	$10 \geq p > 5\%$
посредственным, если	$20 \geq p > 10\%$
плохим, если	$50 \geq p > 20\%$
очень плохим, если	$p > 50\%$

Исходя из допустимого процента утечек, например через устье ствола вентиляционной шахты, и зная расчетную депрессию шахты, нетрудно определить аэродинамическое сопротивление, которое должно иметь герметизирующее сооружение в устье вентиляционного ствола. Аналогичным образом можно определить аэродинамическое сопротивление и ряда других сооружений и на основе этого выбирать их конструкцию и число, необходимое для достижения заданной степени герметизации.

На действующей шахте, определяя перепад давлений через сооружение и количество проходящего через него воздуха, можно определить действительное сопротивление данного сооружения и, сопоставляя его с требуемым, принять необходимые меры для увеличения этого сопротивления.

Для подобного рода ориентировочных расчетов можно использовать как данные, получаемые непосредственно на шахте, так и приведенные выше данные М. А. Патрушева, а также данные, приведенные в работах В. Б. Комарова, В. Д. Карпухина и других исследователей.

В качестве ориентировочных данных можно пользоваться сопротивлениями перемычек, приведенными в табл. 35.

Таблица 35

Средние значения сопротивления перемычек
(по М. А. Патрушеву)

Тип перемычки	Условия применения	Значения $R_{\text{пер}}$, кр. при наличии пород	
		монолитных	трещиноватых
Шлако- и бутобетонные . . .	В ненарушенных целиках	6100	1700
Каменные		4600	1500
Шлакоблочные		3000	1000
Чураковые		1700	600
Дошчатые	В нарушенных целиках	900	—
Чураковые		600	200

П. И. Мустель считает, что аэродинамическое сопротивление хорошо выполненных дверей находится в пределах от 500 до 1000 кр.

Соппротивление надшахтного здания вентиляционного ствола или герметизирующих ствол устройств должно быть не менее 5—10 кр. Вычисленные В. Б. Комаровым из расчета допустимых утечек 10% сопротивления надшахтного здания при разных эквивалентных отверстиях шахты приведены в табл. 38. Помимо утечек через надшахтные здания, имеют место утечки в самих вентиляторных установках, в частности через резервные вентиляторы. В отдельных случаях, как указывает П. И. Мустель, такие утечки могут достигать 10—12% от дебита вентилятора; обычно они не превышают 2%.

Из опыта действующих шахт как отечественных, так и зарубежных известно, что местные утечки через надшахтные здания и в околоствольных дворах могут достигать 30—40% и более, но при нормальном состоянии герметизации они не превышают 10% от дебита вентилятора. Утечки через двери могут быть также весьма значительны. При хорошем выполнении дверей и перемычек по данным, приводимым П. И. Мустелем, утечки составляют примерно 10—20 м³/мин при депрессиях не свыше 100 мм вод. ст. Утечки через кроссинги находятся в пределах 40—50 м³/мин, а утечки через перемычки при перепадах давления 10—30 мм вод. ст. составляют для разных перемычек от 2 до 6 м³/мин в крепких и до 10 м³/мин в трещиноватых породах.

Для утечек воздуха через выработанные пространства характерно, как это указано выше, изменение режима движения воздуха в зависимости от уплотнения обрушенного или заложенного пространства. Основная потеря воздуха с откаточного штрека происходит на участке 25—35 м от забоя, снижаясь до незначительной величины на расстоянии 50—75 м, при условии, что кровля в выработанном пространстве обрушена и породы уплотнились. Аэродинамическое сопротивление выработанного пространства зависит от многих факторов и достаточно полно еще не исследовано. Имеются лишь некоторые частные наблюдения. Так, В. Б. Комаров рекомендует считать в первом приближении, что при разработке с частичным обрушением и при тщательно выложенных бутовых полосах величина ожидаемых утечек на протяжении первых 50 м от забоя при общей ширине бутовых полос 50—60 м — 5—10%, при ширине 30—40 м — 10—20% и при ширине 15—20 м — 20—25%.

По данным МакНИИ, утечки через полосы породы на участке штрека длиной 50 м, считая от груди забоя, при депрессии не более 20 мм вод. ст. и при мощности пласта 0,7—1,8 м составляют:

при ширине полосы 5—8 м	40—50%
то же 8—10	30—40%
“ 10—12	25—35%
“ 12	15—20%

При применении вместо бутовых полос чураковых торцовых стенок сопротивления 1 м^2 чураковой стенки можно ориентировочно считать равными 400—600 кр.

П. И. Мустель на основании данных по Донбассу считает возможным установить следующие средние величины утечек в зависимости от способа управления кровлей и горногеологических условий:

1. При пологом падении пластов:

а) при работе с полным обрушением, с оставлением угольного целика над откаточным или под вентиляционными штреками или же с выкладыванием породных и чураковых стенок утечки равны 35% от количества воздуха, поступающего в очистной забой Q_3 ;

б) при работе с частичной закладкой и П-образной схеме проветривания — 25% от Q_3 ;

в) при работе с частичной закладкой и прямоточной схеме проветривания — 5% от Q_3 .

2. При крутом падении пластов:

а) при работе с обрушением, с оставлением целиков над откаточным или под вентиляционными штреками — 15% от Q_3 ;

б) при работе с частичной закладкой, с оставлением целиков над откаточным или под вентиляционными штреками — 35% от Q_3 ;

в) при работе с плавным опусканием при наличии в кровле пласта легко прогибающихся пород без нарушения сплошности — 10% от Q_3 .

Конечно, эти данные являются только приближенными и не охватывают всего многообразия встречающихся в практике условий, но некоторую ориентировку в вопросе утечек они все же дают.

В условиях действующей шахты вопрос об утечках должен быть изучен лицами вентиляционного надзора по фактическим материалам исследований вентиляционной сети данной шахты.

§ 37. БОРЬБА С УТЕЧКАМИ ВОЗДУХА

Утечки воздуха оказываются практически столь существенным фактором, что в ряде случаев служат основанием для принципиального решения вопросов изменения или выбора схемы проветривания и, следовательно, для решения вопросов вскрытия шахтного поля. Обеспечение надежного проветривания и исключение возможностей появления в сети значительных утечек особенно важно для глубоких сильно газовых шахт и для шахт, разрабатывающих угли, склонные к самовозгоранию. В первом случае к проветриванию забоев предъявляются повышенные требования. Недостаточность герметизации отдельных вентиляционных устройств в данном случае может привести не только к нарушению санитарно-гигиенических норм, но и к такому наруше-

нию условий безопасности, которое может быть причиной несчастных случаев и крупных катастроф. Нарушение нормального проветривания добычного участка в условиях газовой шахты ведет к быстрому его загазированию и остановке. Вентиляция в этих условиях нередко оказывается фактором, лимитирующим возможности нормальной эксплуатации.

При разработке самовозгорающихся углей утечки воздуха являются одним из основных факторов, обуславливающих возможность возникновения эндогенного пожара.

Поэтому уже в самом первоначальном проекте шахты должны быть заложены возможности предотвращения бесполезных потерь воздуха и успешной борьбы с ними.

При проектировании необходимо исходить из следующих общих положений.

1. Чем меньше эквивалентное отверстие шахты, тем тщательнее должна быть произведена герметизация устья вентиляционного ствола (или надшахтного здания), так как процент утечек через устье определяется соотношением сопротивлений шахты и надшахтного здания. То же относится и к герметизации самой вентиляторной установки (резервного вентилятора, ляд и т. д.).

При приеме шахты в эксплуатацию от строящих организаций герметизация должна быть опробована. Это нетрудно сделать, если в сети: подающий ствол — горные выработки — выдающий ствол создать при помощи перемычки с окном необходимое сопротивление $A_{мин}$. Тогда, измерив депрессию и дебиты шахты и вентилятора, можно подсчитать получающиеся при этой нагрузке утечки, которые не должны составлять более 10%.

2. При центральном расположении подающего и выдающего воздух стволов их изоляция друг от друга должна быть тем тщательней, чем больше сопротивление подземной вентиляционной сети.

3. Перепад давлений между откаточным и вентиляционным штреками при встречном движении воздуха в них, например между штреками A и C (рис. 125), зависит от аэродинамического сопротивления между этими пунктами (если дебит воздуха в штреках одинаков). В частности, он зависит от сопротивления очистного забоя B , от ширины рабочего пространства, от сечений печей и просеков. Наблюдаемое в практике загромождение входа в лаву и выхода из нее способствует повышению утечек.

4. При прямом ходе выемки и пластовых штреках утечки при центральном проветривании выше, чем при фланговом, при

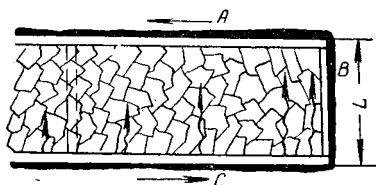


Рис. 125. Схема утечек воздуха между откаточным и вентиляционными штреками

обратном — наоборот. При наличии полевых штреков эта разница сглаживается.

5. Утечки через обрушенное пространство на поверхность зависят от перепада давления между откаточными штреками и поверхностью. Поэтому при нагнетательном проветривании следует стремиться к уменьшению сопротивления выработок на исходящей, а при всасывающем — на входящей струе. Применение комбинированного всасывающе-нагнетательного проветривания позволяет свести разность давления на пути откаточный штрек—поверхность до минимума.

6. В газовых шахтах утечки через очистное пространство могут быть полезными, если есть необходимость дополнительного разбавления концентрации газа на вентиляционном штреке.

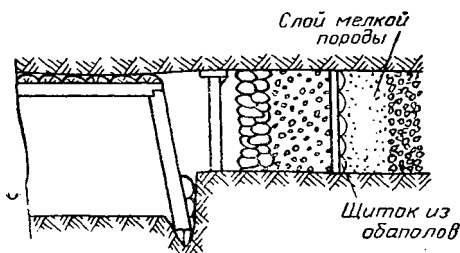


Рис. 126. Схема установки щитков, препятствующих утечкам

7. Следует избегать направления входящих и исходящих струй по смежным выработкам (например, по уклону и ходку) при значительном перепаде давлений между этими струями.

8. Герметизирующие вентиляционные устройства:

должны выполняться весьма тщательно, с использованием всех средств повышения их воздухо непроницаемости. В частности, необходима тщательная заделка перемычек во врубы и периодическая промазка перемычек глиной, особенно по периметру. Каменные перемычки оштукатуривают.

Вентиляционные двери в откаточных выработках при наличии троллейного провода делают двухстворчатыми с вырезом для провода. Рельсы под дверью должны быть утоплены до самых головок. В нижней части двери целесообразно иметь фартук. Для устранения утечек через водосточную канавку в ней под перемычкой устанавливается короткая изогнутая труба на таком уровне, чтобы она всегда была залита водой.

При выполнении кроссингов особое внимание должно быть уделено плотной заделке зазора между кладкой и породами. При выкладке бутовых полос рекомендуется применять закладку материалом разной крупности. Эффективным оказывается также устройство со стороны штрека щитков из облоплов. Между закладкой и щитком засыпается слой породы (рис. 126). Иногда щитки эти делают из толя или из фанеры. При работе с оставлением надштрековых целиков стремятся к увеличению размеров целика по простиранию. При этом целик должен быть достаточных размеров, чтобы исключалось его разрушение.

В последнее время в качестве меры повышения герметичности перемычек и других вентиляционных устройств рекомендуется их покрытие растворами следующего состава по объему (табл. 36).

Таблица 36

Объект покрытия	Состав раствора				
	жидкое стекло	гипс	известь	цемент	вода
Временная перемычка	1,5	2	1	—	2
Постоянная перемычка	1	—	1	1,5	1,5
Боковые породы в сырых вы- работках	0,5	—	1	1	1
То же, в сухих выработках	0,5	1	2,5	1	3

Примечание. Толщина слоя покрытия: для временных перемычек: 10—15 мм; для постоянных 15—50 мм; для стенок выработок 5—10 мм.

В Германии для уплотнения закладки успешно применяются специальные быстротвердеющие не пропускающие воздух пены, которыми заполняются пустоты.

9. Все отработанные участки шахты должны быть тщательно изолированы. Вентиляционную схему следует составлять таким образом, чтобы ограничиться минимумом вентиляционных устройств: дверей, кроссингов, окон.

Глава VIII

КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЕМ

§ 38. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Проветривание шахты — это непрерывный процесс обновления рудничного воздуха во всей вентиляционной сети. Нарушение правильного хода этого процесса вызывает ухудшение санитарно-гигиенических условий труда в подземных выработках и условий безопасности работ.

Поэтому контролю и управлению проветриванием следует уделять серьезное внимание.

Опыт показывает, что часто неудовлетворительное состояние проветривания отдельных шахт или участков вызывается плохим состоянием вентиляционных устройств, неправильным регулированием распределения воздуха в системе выработок, недостаточным контролем за состоянием сети и источников тяги и неиспользованием данных контроля для разработки и осуществления мероприятий по улучшению проветривания. Недостаточность контроля иногда приводит к таким нарушениям проветривания, которые становятся причинами катастроф и несчастных случаев.

Следует иметь в виду, что взаиморасположение участков и выработок в шахте существенно меняется во времени. Это вызывает необходимость постоянного поддержания соответствия между фактическим дебитом и распределением воздуха по забоям и действительной потребностью забоев.

Каждое предполагаемое изменение в расположении добычных лав и участков должно сопровождаться предрасчетом соответствующих ему изменений в схеме вентиляции, которые должны быть своевременно осуществлены.

Технический надзор шахты должен иметь правильное представление о действительных аэродинамических характеристиках вентиляторов, естественной тяги и горных выработок и уметь на основе этих данных производить нужные аэродинамические расчеты и практически осуществлять регулирование поступления и распределения воздуха в вентиляционной сети, т. е. уметь управлять процессом проветривания шахты.

§ 39. КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА

1. Измерение абсолютного давления воздуха

Для измерения абсолютного давления применяются, обычно, барометры-анероиды (рис. 127) и баро-

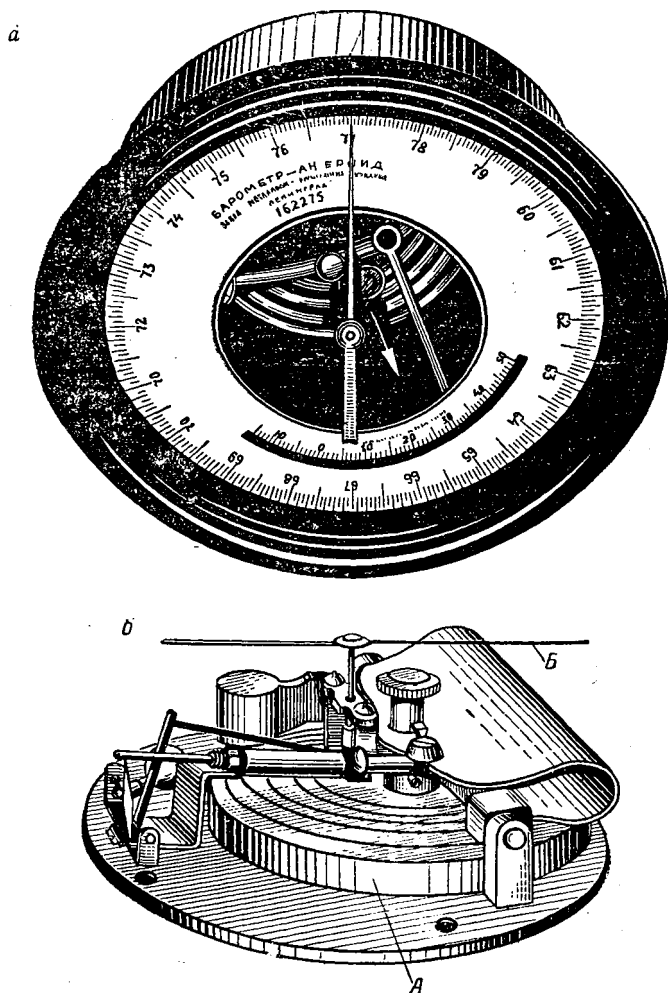


Рис. 127. Барометр-анероид:
а — общий вид; б — схема устройства

графы (рис. 128). Воспринимающим элементом барометра является пустотелая гофрированная коробка А, изменяющая свою форму в соответствии с изменением давления атмосферного воздуха. Движения коробки через систему рычагов пере-

даются стрелке *Б*. Шкала прибора градуирована в пределах от 600 до 800 мм. рт. ст.

В барографе изменение высоты столбика коробочек *А* передается рычагу *Б*, снабженному пером. Запись давления ведется

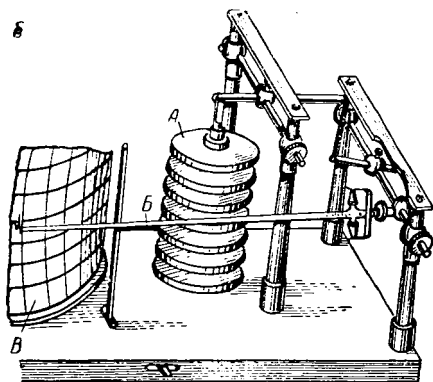
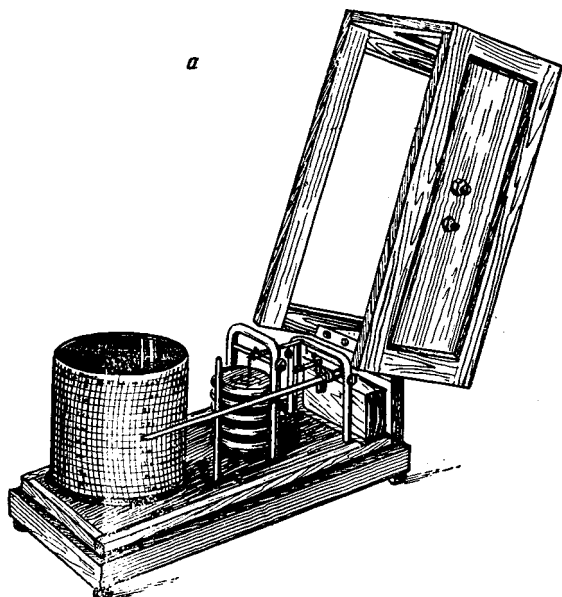


Рис. 128. Барограф:
а — общий вид; б — схема устройства

на специальных бланках, укрепляемых на вращающемся барабане *В*.

При пользовании приборами следует иметь в виду, что они должны быть снабжены тарифовочными удостоверениями, в которых даются поправки: 1) шкалы, 2) температурная и 3) добавочная, учитывающая неточности, остающиеся после внесения двух первых поправок.

Замеры абсолютного давления, необходимые сами по себе, используются также для так называемых депрессионных съемок, описанных ниже. В этих случаях требуется повышенная точность определения разности абсолютных давлений между заданными пунктами сети, для чего приходится применять либо барометры повышенной точности, либо депримометры.

На рис. 129, *а* показана принципиальная схема устройства депримометра Комарова—Гескина. В сосуд Дюара, наполнен-

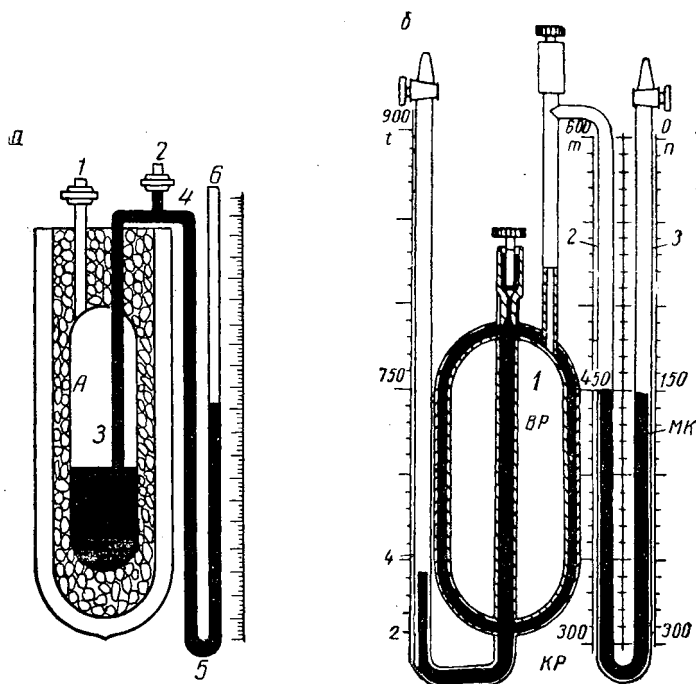


Рис. 129. Депримометры:
а — Комарова — Гескина; *б* — ДГИ

ный мелким льдом, вставлена колба *А* (объемом 50 см³), которая может соединяться с атмосферой через кран *1*.

В эту же колбу вставлена изогнутая трубка *3—4—5—6*. Один конец трубки открыт в атмосферу, другой — в колбу *А*. Кроме того, трубка имеет отвод с краном *2* для заправки колбы и трубки керосином. Рядом с участком трубки *5—6* помещена мерная миллиметровая линейка. В колбу *А* наливается через кран *1* керосин, который через кран *2* засасывается в трубку, заполняя ее, как это показано на схеме. Если в каком-то пространстве с давлением P_1 открыть кран *1*, то в колбе *А* установится давление P_1 ; уровень жидкости в колбе *А* и в трубке *5—6* будет одинаков. Если теперь кран *1* закрыть и прибор перенести

в пространство с давлением P_2 , то уровень мениска керосина в трубке 5—6 изменит свое положение вследствие того, что давление в колбе будет попрежнему P_1 , а на открытой поверхности в трубке 5—6 давление будет P_2 . Очевидно, смещение мениска выразит разность $P_1 - P_2$ в миллиметрах керосинового столба

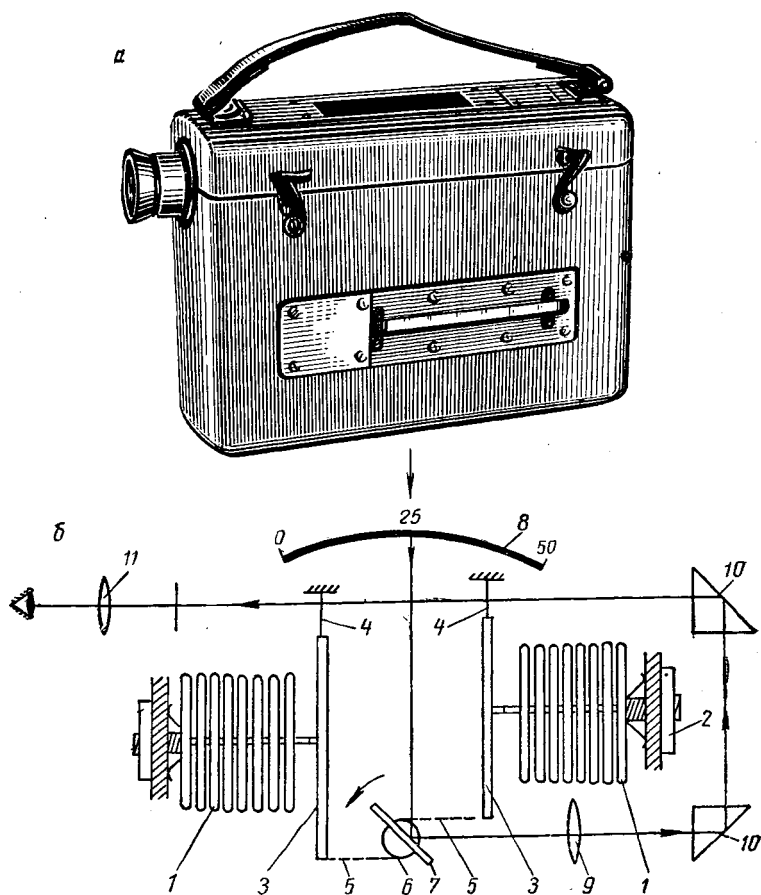


Рис. 130. Баронивелир БН-4:
а — общий вид; б — схема устройства

или, после умножения на удельный вес керосина, в миллиметрах водяного столба.

Депримометр с температурной компенсацией конструкции Днепропетровского горного института (ДГИ) показан на рис. 129, б.

Депримометр состоит из двух металлических резервуаров — внутреннего и внешнего, которые скреплены между собой. Пространство между внутренним и внешним резервуаром запол-

нено очищенным керосином. Воздушный резервуар (ВР) 1 соединен с манометром 2—3. Внешний резервуар сообщается с жидкостным термометром 4. И манометр и термометр заполнены также очищенным керосином.

При малых температурных перепадах между пунктами измерения депрессии температура воздуха в резервуаре 1 и керосина быстро уравниваются. Приращение давления воздуха в данной точке замера берется как разность между показаниями высот термометрического и манометрического столбиков, которые имеют шкалы, проградуированные в миллиметрах водяного столба. Прибор дает достаточную для практических целей точность измерения, но обладает значительной тепловой инерцией, и при резком колебании температур нужно продолжительное время для выравнивания температур воздуха и керосина.

Исследованиями ДГИ показана также применимость в качестве депрессиметра баронивелира БН-4, внешний вид которого показан на рис. 130, а, а схема устройства на рис. 130, б.

В этом приборе наблюдатель через линзы 9, 11 и призмы 10 может видеть в поворотном зеркале 7 отражение шкалы 8. Зеркало связано с барабаном 6, закрепленным на пружине, которая удерживает и барабан и зеркало в определенном положении. На барабане имеется цепь Галля 5, концы которой соединены с рычагами 3, укрепленными на подвесках 4 и шарнирно соединенными с батареями anerоидных коробочек 1. Последние прикреплены к корпусу прибора. Изменение давления вызывает смещение коробочек 1 и поворот зеркала 7. Отсчет наблюдателем берется по перемещению видимого изображения шкалы 8 относительно неподвижного индекса. Для регулировки нужного диапазона давлений служит гайка 2. Точность прибора — в пределах 0,3 мм вод. ст.

2. Измерение депрессии

Приборами, предназначенными для измерения депрессии, являются: U-образный водяной депрессиометр, микроманометр, самопишущий депрессиометр.

U-образный водяной депрессиометр (рис. 131) состоит из изогнутой трубки и шкалы для взятия отсчетов. При отключенном от сети приборе вода в обоих коленях трубки будет на одном уровне, соответствующем нулю измерительной шкалы.

Присоединяя одно колено прибора к объему, где давление P_1 , а другое к объему, где давление P_2 , определяют разность $P_1 - P_2$ (депрессию), как разность уровней воды в коленях прибора (в мм), что соответствует по измерительной шкале сумме отсчетов, взятых по правому и левому менискам жидкости. Точность измерения U-образным депрессиометром 1 мм вод. ст.

В микроманометре, схема которого дана на рис. 132, а и б, использован тот же принцип устройства, что и в U-образном

депрессиометре, но с некоторыми дополнениями, а именно: одно из колен 1 (см. рис. 132, а) депрессиометра выполнено в виде широкого резервуара, а другое 2 — в виде узкой трубки, носящей название измерительной трубки; измерительная трубка расположена наклонно; в качестве заполняющей жидкости принят спирт.

Это позволяет брать отсчеты только по измерительной трубке, пренебрегая изменением уровня жидкости в резервуаре. Точность отсчетов повышается, поскольку давлению в 1 мм вод. ст.

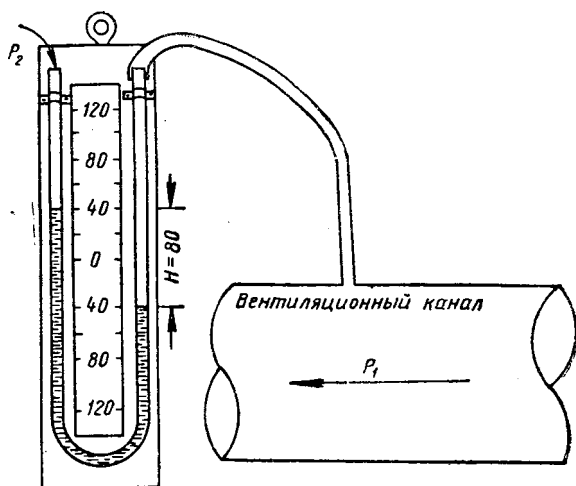


Рис. 131. U-образный депрессиометр

будет соответствовать наклонный спиртовой столб длиной несколько миллиметров.

Измерительная трубка микроманометра делается подвижной или неподвижной. В первом случае угол наклона трубки можно менять. На трубке наносится шкала в миллиметрах. При замере полученный по шкале отсчет $l_{\text{нак}}$ переводится в миллиметры водяного столба путем умножения его на синус угла наклона трубки к горизонтальной плоскости α и на удельный вес спирта Δ :

$$h_{\text{сп. см}} = l_{\text{нак}} \cdot \sin \alpha;$$

$$h_{\text{вод. см}} = l_{\text{нак}} \cdot \sin \alpha \cdot \Delta.$$

Кроме того, вводится поправка микроманометра k , определяемая при его тарировании. Таким образом, если при угле наклона трубки $\alpha = 30^\circ$, удельном весе спирта $\Delta = 0,8$ и поправке микроманометра $k = 1,0$ прибор дает показание $l_{\text{нак}} = 100$ мм наклонного спиртового столба, то депрессия h , мм вод. ст., будет

$$h = l_{\text{нак}} \cdot \sin \alpha \cdot \Delta \cdot k = 100 \cdot 0,5 \cdot 0,8 \cdot 1,0 = 40 \text{ мм вод. ст.}$$

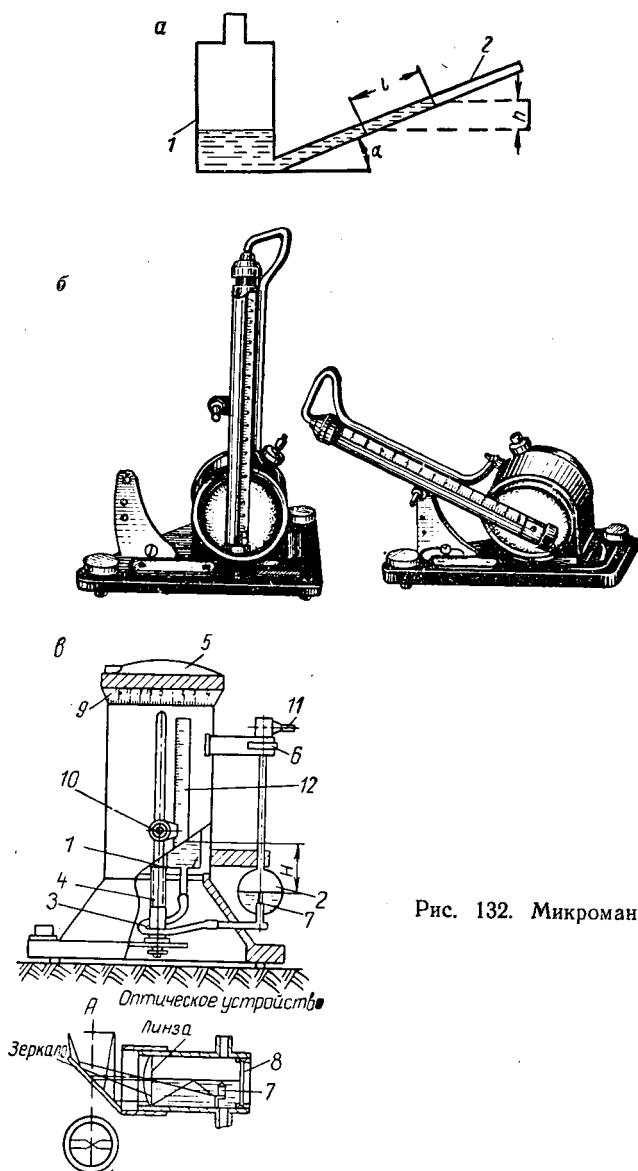


Рис. 132. Микроманометры

При обычно принятом минимальном синусе угла наклона 0,125, удельном весе спирта 0,8 и поправке микроманометра 1,0 точность прибора составит

$$h = l_{\text{нак}} \cdot \sin \alpha \cdot \Delta \cdot k = 1 \cdot 0,125 \cdot 0,8 \cdot 1,0 = 0,1 \text{ мм вод. ст.}$$

У микроманометров с неподвижно закрепленной трубкой необходимые поправки учтены для определенных условий при тарировке шкалы, которая является специальной, поскольку градуировка ее делается в миллиметрах водяного столба, а фактические размеры делений берутся по действительной длине наклонного спиртового столбика, соответствующей данному числу делений.

Несколько отличную от других представляет собой схема устройства миниметра «Аскания» (см. рис. 132, в). Здесь имеются два сосуда: подвижной — широкий сосуд 1, перемещающийся в вертикальном направлении по червячному винту 4 при помощи шайбы, и неподвижный 2, соединяющиеся с резиновой трубкой 3.

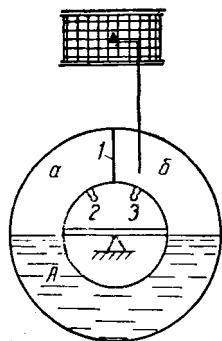


Рис. 133. Самопишущий депрессиометр

В неподвижном сосуде установлена пластина 7, оканчивающаяся острием. Оба сосуда залиты водой до уровня, при котором острие пластинки 7 касается поверхности воды. Давление подается через штуцер 11 в неподвижный сосуд, вытесняя из него воду. Чтобы восстановить уровень воды в сосуде 2, приходится поднимать сосуд 1 на такую высоту, которая обеспечивает уравнивание подведенного давления. Величина поднятия сосуда отмечается на шкалах 9 и 12. При измерении разрежения прибор присоединяется через штуцер 10 сосуда 1. Шкала 12 размечена через каждые 2 мм вод. ст., шкала 9 разделена на 200 делений. Один оборот шайбы 5, т. е. поворот на 200 делений по шкале 9, соответствует одному делению шкалы 12.

Таким образом, точность прибора 0,01 мм вод. ст. Точность отсчетов обеспечивается оптической системой из линзы, вставленной в сосуд 2, и расположенного против нее зеркала. В последнем при измерении можно видеть прямое и обратное изображение острия 7 пластинки. Прямое и обратное изображение острия касаются друг друга только тогда, когда острие 7 касается поверхности воды. В противном случае острия кажутся или срезанными, или разошедшимися друг от друга. Прибор снабжен шаровым уровнем и регулировочными винтами для установки по уровню.

Принцип устройства самопишущего депрессиометра, схематически изображенного на рис. 133, состоит в следующем. В полом кольце А, разделенном перегородкой 1 на две части, налита

жидкость так, что в верхней части кольца образуются две изолированные камеры *а* и *б*, сообщающиеся с отводами 2 и 3. Кольцо может поворачиваться в вертикальной плоскости и соединено с записывающим устройством.

Если в камеры *а* и *б* подать разные давления, то колесо выйдет из равновесия и повернется так, что давления в камерах уравниются. Движение колеса передается на записывающее устройство.

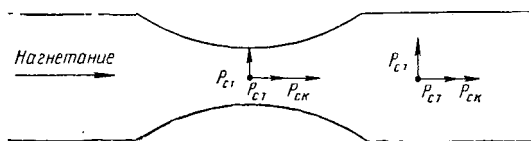


Рис. 134. Распределение давления в потоке

При измерении депрессии необходимо учитывать, что в потоке движущегося воздуха давление его по оси движения (полное давление) больше давления в плоскости перпендикулярной к оси движения (статическое давление) на величину скоростного напора.

Условно это положение поясняется схемой, представленной на рис. 134.

При этом статическое давление может переходить в скоростное и наоборот, скоростное в статическое, что и имеет место при расширении или сужении трубопровода.

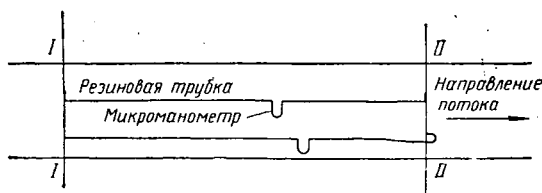


Рис. 135. Измерение депрессии в потоке

При измерении внутри потока, например в штреке (рис. 135), между сечениями *I—I* и *II—II* с помощью депрессиометра и резиновой трубки, важно, чтобы концы трубок в обоих сечениях были направлены одинаково либо к стенке выработки, либо навстречу струе.

Предпочтение отдается первому способу, поскольку распределение скоростей движения воздуха в поперечном сечении выработки бывает крайне неравномерным.

На преодоление сопротивлений движению воздуха по трубопроводу (выработкам) расходуется, в конечном счете, статическая депрессия, которая и учитывается в расчетных уравнениях аэродинамики.

В обоих из приведенных на рис. 135 способов замер дает статическую депрессию при условии равенства скоростей в сечениях. Если сечения $I—I$ и $II—II$ разные, то при необходимости можно учесть, какая часть замеренной депрессии пошла на преодоление сопротивлений, а какая на увеличение скорости потока (или, наоборот, какая часть потерянной статической депрессии была компенсирована уменьшением скорости потока), и ввести соответствующую поправку. Необходимость такого учета следует из уравнения Бернулли, в котором скоростной напор выражен третьим членом уравнения (40).

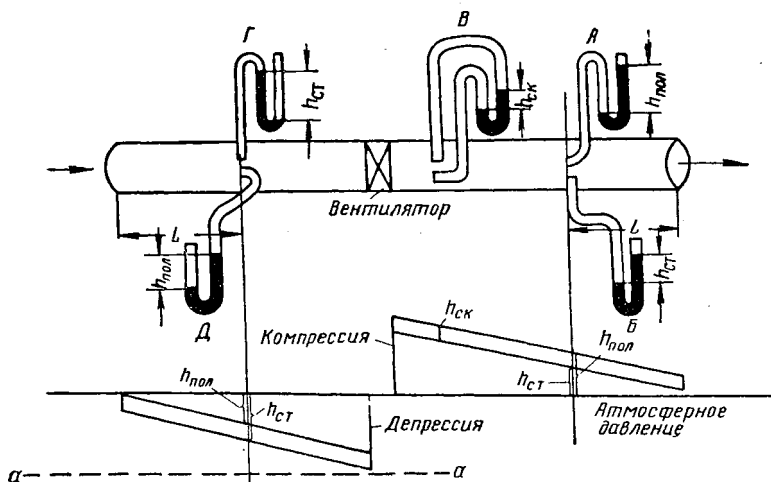


Рис. 136. Схема измерения депрессии в нагнетательном и всасывающем трубопроводе

Изменение скоростного давления определится по формуле

$$\Delta h_{\text{ск}} = \frac{\gamma_2 v_2^2}{2g} - \frac{\gamma_1 v_1^2}{2g}, \quad (158)$$

где γ_1 и γ_2 — удельные веса воздуха в сечениях $I—I$ и $II—II$; v_1 и v_2 — скорости движения воздуха в сечениях $I—I$ и $II—II$.

Если $v_1 > v_2$, то при равенстве удельных весов воздуха скоростное давление в сечении $II—II$ будет меньше, чем в сечении $I—I$, на величину $\Delta h_{\text{ск}}$. Но на эту же величину в сечение $II—II$ возрастет статическое давление. Учитывая это, депрессию между сечениями $I—I$ и $II—II$ следует считать равной измеренной плюс $\Delta h_{\text{ск}}$. При $v_1 < v_2$ имеет место обратное положение.

При измерении депрессии как разности между давлениями в трубопроводе и атмосферным давлением приходится считаться с некоторыми принятыми в технике условностями, поясняемыми ниже.

На рис. 136 приведены нагнетательная и всасывающая часть трубопровода и показаны положения прибора и трубки при замере. Под трубопроводом показаны эпюры депрессий, построенные относительно линии атмосферного давления.

Депрессии на эпюрах и приборе показаны в одном масштабе.

Для нагнетательной части трубопровода замер дает: при положении $A — h_{пол}$, положении $B — h_{ст}$, положении $B — h_{ск}$. Как видно из эпюры, $h_{пол} = h_{ст} + h_{ск}$; это вполне соответствует физическому смыслу рассматриваемого явления.

Если бы во всасывающем трубопроводе измерялись давления от условного уровня $a — a$, а не от уровня атмосферного давления, то методика измерений и названия величин были бы те же, что и для нагнетательного трубопровода. Но фактически во всасывающем трубопроводе измеряется не компрессия, а разрежение, т. е. нехватка давления в трубопроводе до атмосферного. Однако при этом сохраняется то же обозначение соответствующих способу замера величин, что и при измерении компрессии, т. е. считается, что замер через трубку, направленную навстречу потоку, дает полную депрессию, а через трубку, установленную плоскостью среза вдоль потока, — статическую депрессию.

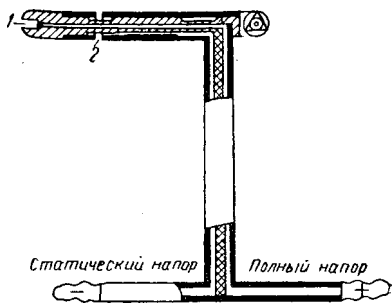


Рис. 137. Воздухомерная (пневмометрическая) трубка

Но поскольку полное давление больше статического на величину скоростного давления, то его нехватка до атмосферного давления меньше на эту же величину. Поэтому при таком обозначении величин имеем

$$-h_{пол} = -h_{ст} + h_{ск}.$$

Замер дает при положении $\Gamma — h_{ст}$, при положении $\Delta — h_{пол}$.

По абсолютной величине полная депрессия всасывающего трубопровода при прочих равных условиях соответствует статической депрессии нагнетательного трубопровода. Это необходимо учитывать, в частности, при замерах депрессий в каналах вентиляторов.

В качестве вспомогательного оборудования при замерах широко применяются так называемые воздухомерные или пневмометрические трубки (рис. 137). Такая трубка имеет два канала. Один из них 1 проходит через носок трубки, которым она устанавливается навстречу потоку, другой 2 соединяется с прорезью в корпусе трубки. Таким образом, один канал можно использовать для замера полного, а другой — статического давления. При одновременном присоединении обоих

каналов к прибору можно замерить скоростной напор; каждому каналу на трубке соответствует свой отвод для присоединения измерительного прибора.

3. Измерение скорости движения воздуха

Основным прибором для измерения скорости движения воздуха является анемометр. Наибольшее распространение на шахтах получили в данное время крыльчатый анемометр типа АСО-3 и чашечный анемометр.

Анемометр АСО-3 (рис. 138, а) состоит из каркаса прибора, ветроприемника и счетного механизма. Ветроприемник представляет собой небольшое колесо с алюминиевыми лопастями, уста-

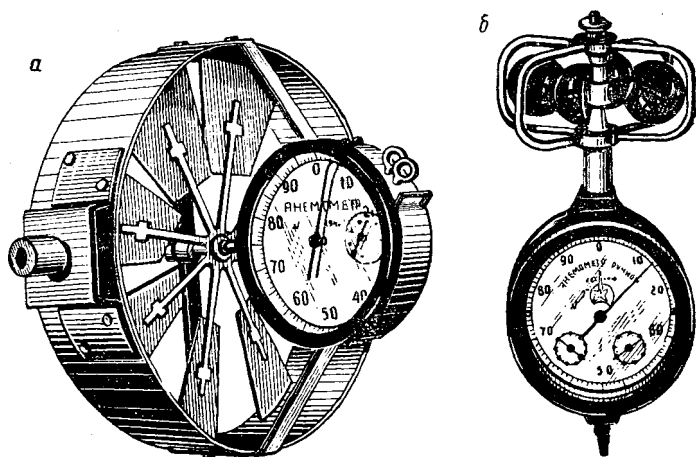


Рис. 138. Анемометры:

а — крыльчатый типа АСО-3; б — чашечный

новленными под углом к плоскости вращения; колесо имеет трубчатую ось с червячным винтом и концевыми подшипниками. Через трубчатую ось проходит неподвижная ось — тонкая полированная струна, натянутая между двумя опорами. Счетный механизм состоит из помещенной в один корпус системы передающих шестерен, стрелок и циферблата. Червячное колесо счетного механизма может быть введено или выведено из зацепления с червяком ветроприемника при помощи специального рычага (арретира).

При включенном арретире движение колеса ветроприемника передается через червяк и червячное колесо на счетный механизм. На циферблате последнего расположены шкалы единиц, сотен и тысяч оборотов колеса (или чисел, пропорциональных оборотам колеса). Анемометр АСО-3 применяют для измерения скоростей в пределах от 0,2 до 5 м/сек с точностью до 0,1 м/сек.

Для измерения больших скоростей движения воздуха исполь-

зуют **чашечный анемометр** (рис. 138, б). В последнем рабочее колесо выполнено в виде четырех полусферических чашек. Движение колеса получается за счет разности давления потока воздуха на наружную и внутреннюю часть чашки. При этом колесо анемометра всегда вращается в сторону выпуклой части чашечек. Пределы измерения скоростей чашечным анемометром — от 1,5 до 30 м/сек. Кроме приведенных есть еще несколько типов анемометров, которые могут быть использованы в шахтных условиях.

Замер анемометром основывается на том положении, что скорость вращения его рабочего колеса пропорциональна скорости движения потока воздуха, в котором помещен анемометр. Эта пропорциональность дается в тарифовочных удостоверениях, составляемых для каждого анемометра индивидуально. Обычно зависимость между числом оборотов в секунду колеса анемометра n и скоростью потока воздуха v выражается графически в координатах n, v (рис. 139) или сводится в таблицы. Тарифовочные кривые строятся на основе испытаний анемометров в аэродинамических трубах. В производственных условиях приближенные кривые можно получить на основе сравнений показаний испытуемого анемометра с контрольным, имеющим тарифовочное удостоверение, при одновременном измерении ими в одном потоке (в одной выработке).

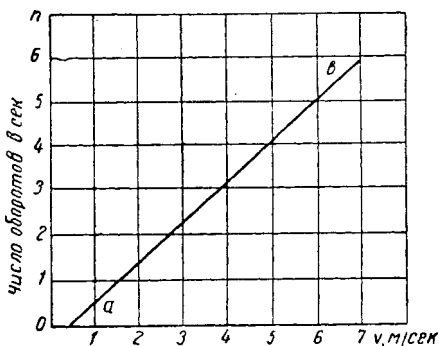


Рис. 139. Тарифовочная кривая анемометра

Обычно измерение скорости производится в целях определения количества воздуха, проходящего по данному трубопроводу или выработке. Последнее равно произведению средней скорости $v_{\text{ср}}$ движения воздуха на площадь S поперечного сечения выработки. Как было показано выше, распределение скорости в сечении потока в шахтных условиях неравномерно и поэтому для определения $v_{\text{ср}}$ приходится прибегать к определенным способам замера. Основными являются два метода замера: 1) замер средней скорости обходом сечения способами «перед собой» и «в сечении» и 2) замер средней скорости по точкам.

При замере способом «в сечении» замерщик становится спиной к стенке выработки и, держа анемометр на вытянутой руке и перемещаясь поперек выработки, обводит анемометром равномерно по всему поперечному сечению выработки так, как это показано на схеме (рис. 140, а), или подобным образом. При

замере «перед собой» замерщик располагается по ходу струи за анемометром, лицом навстречу вентиляционной струе. Таким образом, замерщик и анемометр перемещаются в близких, но разных сечениях выработки.

При замере «по точкам» сечение выработки разбивается на площадки и в центре каждой из площадок замеряется скорость (рис. 140, б) и затем находится средняя скорость для всего сечения.

Полученный при замере результат (число делений в единицу времени) умножается на поправочный коэффициент, учитывающий положение замерщика, равный при замере «перед собой» 1,14, а при замере «в сечении» определяемый по формуле

$$K = \frac{S - 0,4}{S},$$

где K — поправочный коэффициент;

S — сечение выработки, $м^2$;

0,4 — средняя площадь, занимаемая телом замерщика, $м^2$.

В первом случае введение коэффициента вызвано тем, что замеряющий находится в створе с анемометром по ходу струи и это снижает ее скорость. Во втором случае, наоборот, замеряющий, находясь в одном сечении с анемометром, загораживает

собой часть площади поперечного сечения выработки, вследствие чего скорость потока несколько возрастает.

При замерах в выходном отверстии диффузора, когда анемометр закрепляется на шесте и замерщик находится вне сечения, применяют «точечный» способ замера. Разбивая сечение диффузора на квадраты (путем разметки на стенках диффузора и шесте), производят измерение, перемещая анемометр из одной точки в другую через промежутки времени примерно по 30 сек. без остановки анемометра до обхода всех точек. После окончания обхода определяют разность между начальным и конечным показаниями анемометра и делят ее на произведение из числа точек и времени замера в каждой точке.

В некоторых случаях, в вентиляционных стволах, в вентиляционных окнах и дверных проемах, в выходных отверстиях труб

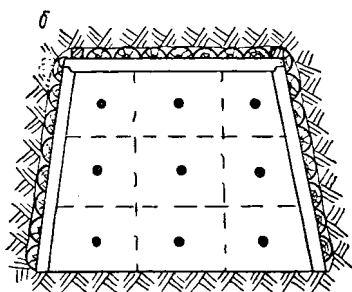
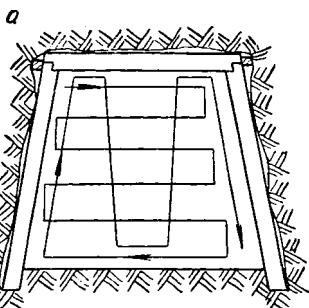


Рис. 140. Схема замера анемометром средней скорости движения воздуха:

а — обводом сечения; б — по точкам

измеряют только максимальную скорость, считая в дальнейшем, что средняя скорость равна примерно 0,9 максимальной скорости.

Измерение небольших скоростей воздуха можно производить также прибором ДЕС-У, схематически изображенным на рис. 141. Прибор основан на принципе отклонения легкого дюралюминиевого щитка 1 под влиянием скоростного напора движущегося воздуха.

Скорость движения воздуха может быть вычислена также при помощи сухого кататермометра по эмпирическим формулам А. И. Ксенофонтовой.

При $\frac{H_c}{\Delta t^\circ} < 0,6$ (в этом случае $v < 1,0$ м/сек)

$$v = \left(\frac{\frac{H_c}{\Delta t^\circ} - 0,20}{0,40} \right)^2, \text{ м/сек.} \quad (159)$$

При $\frac{H_c}{\Delta t^\circ} > 0,6$ (в этом случае $v > 1,0$ м/сек)

$$v = \left(\frac{\frac{H_c}{\Delta t^\circ} - 0,13}{0,47} \right)^2, \text{ м/сек.} \quad (160)$$

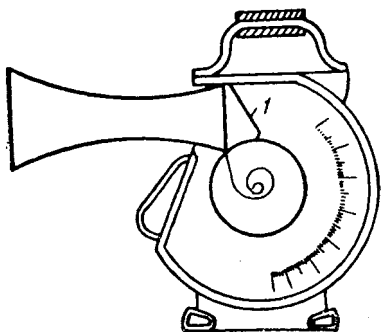


Рис. 141. Прибор ДЕС-У

Здесь H_c — показания по сухому кататермометру (катаградусы); Δt° — разница между $36'5^\circ$ и температурой воздуха в месте замера.

При значительной скорости воздуха (больше 2 м/сек) она может быть вычислена на основе замера скоростного напора струи по формуле

$$v = \sqrt{\frac{2gh_{\text{ск}}}{\gamma}} \cong 4,04 \sqrt{h_{\text{ск}}}, \quad (161)$$

где v — скорость движения воздуха, м/сек;

$h_{\text{ск}}$ — скоростной напор струи в месте замера, мм вод. ст.

В последнее время, при автоматизации вентиляторных установок стали широко применять измерение количества воздуха с помощью микроанометров и пневмометрических вставок.

Пневмометрическая вставка (рис. 142) состоит из двух усеченных конусов: сужающегося сопла и диффузора. Скорость потока в суженном сечении вставки значительно больше, чем в широком, соответственно чему за счет изменения скоростного напора статическое давление в узком сечении значительно меньше, чем в широком. Соединяя узкое сечение пневмометрической вставки и свободный конец трубки статического напора с депрессиомером, получают на последнем разность напоров h_d .

Пневмовставка снабжается тарировочной характеристикой, по которой, зная разность напоров h_d , можно определить скорость воздуха в точке замера. Характеристика изготовляемых типоразмеров пневмометрических вставок приведена в табл. 37.

Замеры кататермометром, прибором ДЕС-У, пневмовставкой дают скорость воздуха в данной точке, а не среднюю. Поэтому

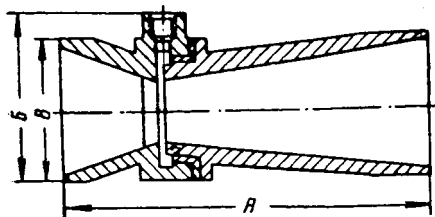


Рис. 142. Пневмометрическая вставка

для определения средней скорости нужно либо применять «точечный» способ замера, либо вычислять постоянный поправочный коэффициент, исходя из отношения средней скорости воздуха в сечении, найденной по другому прибору, например анемометру, к скорости, замеренной в данной точке.

При очень малых скоростях воздуха и отсутствии соответствующих приборов скорость движения воздуха приближенно может быть определена по скорости распространения запаха (например, грушевой эссенции) или дыма (например, дыма четыреххлористого олова), вводимых в струю воздуха в заданном пункте.

Таблица 37

Характеристика типоразмеров пневмометрических вставок

Показатели	Тип вставки			
	ВИ-1	ВИ-2	ВИ-3	ВИ-4
	Скорость воздуха, м/сек			
	до 6	6–10	10–15	15
Основные размеры, мм:				
длина A	275	220	165	117
ширина B	106	106	116	114
высота B	122	122	132	130
Диаметр в узком сечении, мм . . .	50	60	70	80
Вес, кг	7,8	7	5,2	3,1

§ 40. РЕГУЛИРОВАНИЕ ОБЩЕГО ДЕБИТА ВОЗДУХА

Основой для расчетов, связанных с регулированием общего дебита шахты, может служить графическая расчетная схема, включающая выполненные в одном масштабе в координатах $h-Q$ характеристики вентилятора, шахты, надшахтного здания и вентиляторной установки. Индивидуальная характеристика вентилятора для данного числа оборотов его рабочего колеса берется по заводским данным, или чаходится пересчетом с типо-

вой отвлеченной характеристики, или, наконец, строится по данным замеров на шахте. Рабочий режим вентилятора (точка B , рис. 143, a) определяется абсциссой OA , выражающей общий дебит вентилятора Q_B , состоящий из количеств воздуха, проходящего через горные выработки шахты $Q_{ш}$ и подсасываемого с поверхности через устье ствола Q_y . Потребный дебит вентилятора рассчитывается в соответствии с требуемыми нормами обеспечения шахты воздухом и фактическими утечками. Фактический дебит Q_B определяется по замеру в конечном сечении диффузора или в канале вентилятора. Общая депрессия, затрачиваемая вентилятором h_B , выражается на схеме ординатой AB .

Характеристика вентиляционной сети шахты строится по ее сопротивлению $R_{ш}$.

Сопротивление сети выработок шахты при предрасчете режима проветривания определяется исходя из величин расчетной депрессии шахты и расчетного количества воздуха. Фактические величины депрессии $h_{ш}$ и дебита $Q_{ш}$ определяются замером. Депрессия шахты замеряется как депрессия в устье ствола (рис. 143, $в$), а количество воздуха — как сумма количеств воздуха, поступающих к стволу (или уходящих от него) по вентиляционным выработкам. При этом, если имеется естественная тяга h_e , то она при определении сопротивления шахты или вычитается из депрессии шахты или прибавляется к ней в зависимости от того, помогает или препятствует она работе вентилятора. Таким образом,

$$R_{ш} = \frac{h_{ш} \pm h_e}{Q_{ш}^2}. \quad (162)$$

Режим проветривания шахты (точка D) определяется абсциссой OC , выражающей дебит шахты. Депрессия шахты $h_{ш}$ выражается ординатой CD . Разность дебитов вентилятора и шахты составляет утечки через устье шахты

$$Q_B - Q_{ш} = Q_y.$$

Так как утечки происходят под влиянием депрессии шахты $h_{ш}$, то сопротивление надшахтного здания можно найти из равенства

$$R_{н.з} = \frac{h_{ш}}{Q_y^2}, \quad (163)$$

соответственно чему можно построить аэродинамическую характеристику надшахтного здания. Размер утечек в рассматриваемой схеме работы вентилятора выразится абсциссами MN или DL .

Разность депрессии вентилятора и шахты

$$h_B - h_{ш} = h_{в.у}$$

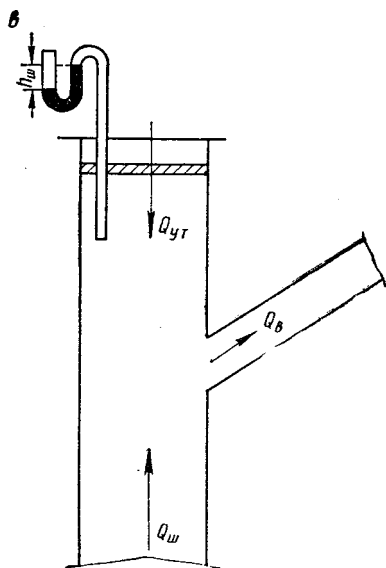
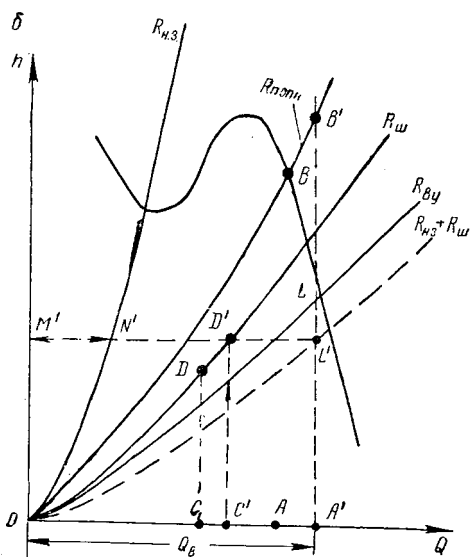
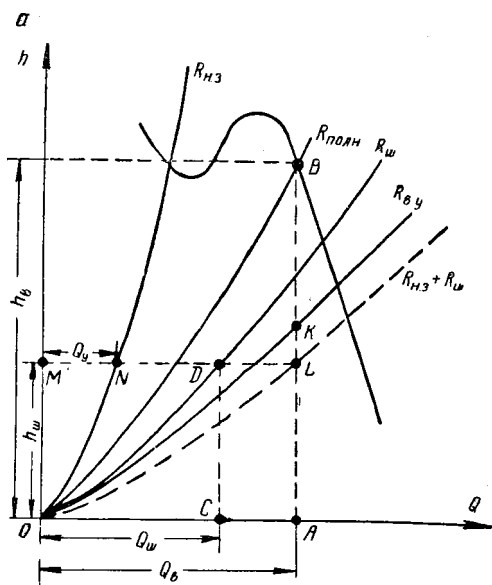


Рис. 143. Схема к расчету регулирования общего дебита шахты

выражает потерю депрессии в вентиляторной установке. Так как потери эти происходят при дебите вентилятора $Q_{в.}$, то сопротивление вентиляторной установки можно определить из равенства

$$R_{в. у} = \frac{h_{в. у}}{Q_{в.}^2}, \quad (164)$$

соответственно чему можно построить аэродинамическую характеристику вентиляторной установки. Депрессия вентиляторной установки в рассматриваемой схеме изображается ординатой AK , равной ординате BL .

Полная характеристика (кривая $R_{пол.}$), на которую работает вентилятор, находится следующим путем: 1) к характеристике шахты прибавляют по абсциссам характеристику надшахтного здания; 2) к полученной суммарной характеристике (кривая $R_{н. з} + R_{ш}$) по ординатам прибавляется характеристика вентиляторной установки.

Возможности изменения общего режима проветривания шахты определяются возможностями изменения одного или нескольких параметров рассмотренной расчетной схемы, а именно, изменением режима работы вентилятора, изменением сопротивления шахты, вентиляторной установки, надшахтного здания.

Так, если нужно за счет вентилятора изменить режим проветривания шахты (см. рис. 143, б) с режима, определяемого ординатой OC , на режим, определяемый ординатой OC' , то нужный новый режим вентилятора находится следующим образом. При неизменном сопротивлении шахты ее депрессия при дебите OC' определится ординатой $C'D'$. Соответственно этому утечки определятся абсциссой $M'N'$, а депрессия вентиляторной установки — ординатой $A'L'$. С учетом этих параметров необходимый режим вентилятора определится точкой B' . Чтобы получить рассчитанный таким образом режим, нужно подобрать (или рассчитать) новое число оборотов вентилятора или новый угол установки лопаток его рабочего колеса так, чтобы характеристика вентилятора проходила через точку B' .

Это же изменение режима проветривания шахты можно получить и не меняя режима работы вентилятора, а изменив (в данном случае уменьшив) сопротивление канала вентилятора и утечки через надшахтное здание.

Уменьшение утечек несколько увеличивает сопротивление сети, но при этом увеличивает также и относительное значение $Q_{ш}$ в общем дебите вентилятора; уменьшение сопротивления вентиляторной установки увеличивает долю общей депрессии, приходящуюся на проветривание горных выработок.

Вентиляторная установка как аэродинамическое сопротивление принимается состоящей из самого вентилятора, канала вентилятора и диффузора (или всаса).

За нормальное аэродинамическое сопротивление вентиляторной установки данного типа можно принимать $R_{в. у}$, вычисленное

по приведенной выше формуле (147), с которыми следует сравнить фактически имеющееся на шахте сопротивление вентиляторной установки.

За нормальные сопротивления надшахтных зданий В. Б. Комаров рекомендует принимать сопротивления, приведенные в табл. 38.

Таблица 38

Сопротивления надшахтных зданий

Эквивалентное отверстие шахты, м ²	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6
Сопротивление надшахтного здания, кг.	90	58	40	29	25	17,8	14,4	10,0	7,8	5,6

Приведенные в табл. 38 сопротивления надшахтного здания вычислены по формуле

$$R_{н.з} \geq 14,4 \frac{1}{A_{ш}^2} \quad (165)$$

при условии, что подсос должен составлять не более 10%.

Подсос подсчитывается по формуле

$$p = \frac{Q_y}{Q_{ш}} \cdot 100\%. \quad (166)$$

Сопротивление шахты как сети горных выработок может быть изменено: за счет установки или упразднения вентиляционных окон, дверей, перемычек; за счет увеличения или сокращения длины вентиляционных путей и разветвленности вентиляционных струй; за счет уменьшения депрессии отдельных участков вентиляционной сети.

Некоторое влияние на режим проветривания шахты оказывает естественная тяга h_e . В общем случае естественная тяга, действующая в одном направлении с тягой вентилятора, снижает сопротивление сети, что ведет к повышению эффективности работы вентилятора и уменьшает утечки через устье вентиляционного ствола. При отрицательной естественной тяге имеет место обратное положение.

В рассмотренной расчетной схеме (см. рис. 143) влияние естественной тяги может быть отражено смещением характеристики шахты вдоль оси ординат на величину h_e : при положительной естественной тяге ординаты характеристики шахты должны быть уменьшены, а при отрицательной — увеличены на величину, соответствующую h_e (в принятом для графика масштабе).

При проветривании шахты не одним, а несколькими вентиляторами общий дебит шахты складывается из частных дебитов от-

дельных вентиляционных струй и определяется как сумма количеств воздуха в исходящих (или входящих) вентиляционных струях шахты.

В этом случае регулирование общего дебита разделяется на регулирование составляющих его струй, обеспечиваемых отдельными вентиляторами, и по существу уже является не только регулированием общего дебита, но одновременно и регулированием распределения воздуха в сети.

Построение расчетных схем, как это показано выше для условий одиночной работы вентилятора, возможно и в этом случае, но только с той разницей, что сопротивление шахты для рассматриваемой схемы не будет величиной постоянной, и, следовательно, производить регулирование данного вентилятора по этому сопротивлению без учета влияния других вентиляторов нельзя.

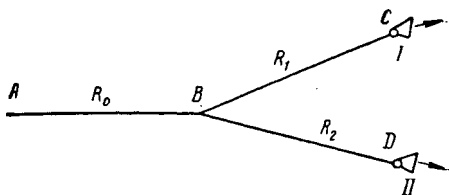


Рис. 144. Схема параллельной работы вентиляторов

Это можно пояснить на следующем примере. Пусть дана схема параллельной работы вентиляторов (рис. 144) с заданными сопротивлениями элементов сети R_0 , R_1 , R_2 и количествами воздуха Q_0 , Q_1 , Q_2 , соответственно которым отрегулированы режимы работы вентиляторов I и II.

Очевидно, что депрессия первого вентилятора выразится

$$h_{AC} = R_0 Q_0^2 + R_1 Q_1^2,$$

откуда сопротивление шахты по замеру у первого вентилятора составит

$$R_{AC} = \frac{R_0 Q_0^2 + R_1 Q_1^2}{Q_1^2} = R_0 \frac{Q_0^2}{Q_1^2} + R_1.$$

Аналогично для второго вентилятора

$$R_{AD} = \frac{R_0 Q_0^2 + R_2 Q_2^2}{Q_2^2} = R_0 \frac{Q_0^2}{Q_2^2} + R_2.$$

Соответственно этим сопротивлениям и будут построены в расчетных схемах характеристики шахт.

Допустим теперь, что дебит первого вентилятора должен быть увеличен, например до значения Q_1^1 , за счет увеличения числа оборотов вентилятора. Очевидно, что изменение значения Q_1 повлечет за собой изменение значений Q_2 и Q_0 и, следовательно, изменение значений сопротивлений, на которые работают

вентиляторы. Новые сопротивления шахты для вентиляторов будут:

$$R'_{AC} = R_0 \left(\frac{Q_0'}{Q_1'} \right)^2 + R_1;$$

$$R'_{AD} = R_0 \left(\frac{Q_0'}{Q_2'} \right)^2 + R_2.$$

Поэтому расчет изменения режима первого вентилятора по характеристике R_{AC} будет неправилен. Но если разница между R_{AC} и R'_{AC} невелика, то и ошибка не будет значительной. В противном случае расчет регулирования надо проводить сразу для обоих вентиляторов, задаваясь одновременно значениями Q_1' , Q_2' и $Q_0' = Q_1' + Q_2'$ и находя соответствующие этим количествам воздуха значения h'_{AC} и h'_{AD} , по которым и следует регулировать работу вентиляторов.

Изложенный метод анализа работы вентиляторов на основе расчетной схемы не является единственным, но он удобен своей наглядностью и достаточен для принципиального выяснения общей картины работы вентиляторной установки.

Форму расчетной схемы можно изменять: например, вместо заводской характеристики вентилятора можно наносить на график приведенную характеристику вентилятора, полученную из заводской вычитанием характеристик вентиляторной установки и надшахтного здания. Такая характеристика удобна тем, что для нее характеристика шахты является одновременно и полной характеристикой. Удобно это и с точки зрения решения задач на совместную работу вентиляторов. Однако при таком оформлении материалов не исключается необходимость критической оценки состояния герметизации устья и сопротивления вентиляторной установки и постоянного контроля за ними.

Наиболее правильным при регулировании сложных систем со многими вентиляторами было бы составление и расчет схем полностью. Но такое решение графическими и аналитическими методами довольно трудоемко, метод же моделирования, хотя и удобен для этих целей, но не получил еще своего полного развития.

§ 41. РЕГУЛИРОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВОЗДУХА В СЕТИ

Основным документом, в котором отражается действительная конфигурация вентиляционной сети шахты, является вентиляционный план. Согласно требованиям Правил безопасности на вентиляционном плане показываются направления воздушных струй, количество воздуха, проходящее в отдельных струях, сечения главных выработок и замерных станций, все вентиляционные и противопожарные устройства и места установки телефо-

нов. Изменения, происшедшие в расположении вентиляционных устройств и в направлении вентиляционных струй, должны отмечаться на вентиляционных планах не позже чем на другой день.

Графическую основу вентиляционного плана составляет маркшейдерский план горных работ. При разработке свиты сближенных пластов дать ясную картину распределения струй на совмещенном плане горных работ довольно трудно, поэтому планы дают по отдельным пластам, а в дополнение к ним составляют

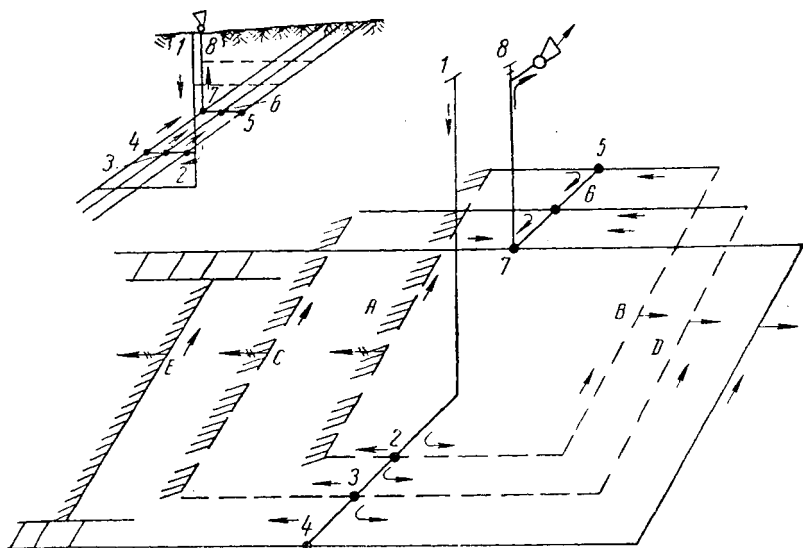


Рис. 145. Схема вентиляционной сети шахты

общую схему вентиляции шахты по типу схемы, представленной на рис. 145.

Такой технический документ, как приведенная схема, удобен для общего представления о проветривании и при проектировании используется для производства необходимых вентиляционных расчетов, состоящих обычно в подсчете депрессии по одному-двум направлениям вентиляционных струй. Для более детальных расчетов, связанных с регулированием распределения воздуха, приходится от типичной схемы, представленной на рис. 145, переходить к принципиальным линейным схемам, аналогичным представленным на рис. 146, а, и 146, б, дающим более наглядное представление о взаиморасположении отдельных элементов сети. Например, то положение, что приведенная в качестве примера схема проветривания является простой диагональной схемой с диагональю 3—6, на рис. 146, а выражается более наглядно, чем на рис. 145.

Задача регулирования распределения воздуха по горным выработкам состоит в достижении теми или иными средствами требуемого распределения воздуха по выработкам в соответствии с их фактической потребностью в воздухе. В противном случае может иметь место нарушение нормального проветривания забоев, что особенно опасно в газовых шахтах.

Регулирование распределения воздуха проводится как в отдельных элементах схемы, так и в схеме в целом. Так, для

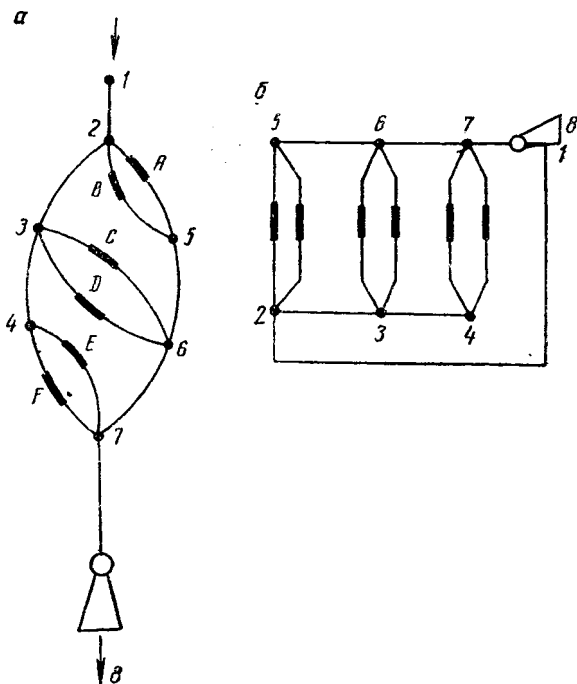


Рис. 146. Линейная (расчетная) схема вентиляции шахты

схемы рис. 146 должно быть отрегулировано сначала распределение воздуха между параллельными струями (лавами *A* и *B*, *C* и *D*, *E* и *F*), а затем между участками 7—6 и 7—3, 2—6 и 2—3, с учетом обеспечения необходимого количества воздуха и направления движения воздуха в диагонали 6—3.

Регулирование распределения воздуха в параллельном разветвлении производят в том случае, когда его естественное распределение не соответствует распределению, требуемому по условиям работы.

Принципиально различают два способа регулирования воздухораспределения в параллельных соединениях: регулирование положительное, обеспечиваемое за счет снижения сопротивления

выработок или введения дополнительного источника тяги, и регулирование отрицательное, обеспечиваемое за счет искусственного увеличения сопротивления выработок.

При положительном регулировании общее сопротивление параллельного участка уменьшается, а следовательно, уменьшается и общее сопротивление вентиляционной системы шахты, чем облегчается работа вентиляторной установки. При отрицательном регулировании, наоборот, сопротивление участка, а следовательно, и шахты возрастает. Величина изменения сопротивления системы при этом зависит от того, какую часть общего сопротивления шахты составляет сопротивление рассматриваемого параллельного разветвления.

Допустим, дано параллельное разветвление 2—5 (рис. 146, а), включающее очистные забой А и В.

Обозначим величины, относящиеся к ветви 2—А—5 — индексом I, относящиеся к ветви 2—В—5 — индексом II, а суммарные значения обеих ветвей — индексом 0.

При естественном распределении воздуха в соединении будем иметь

$$Q_I = \frac{Q_0}{1 + \sqrt{\frac{R_I}{R_{II}}}}; \quad Q_{II} = \frac{Q_0}{1 + \sqrt{\frac{R_{II}}{R_I}}};$$

$$h_I = h_{II} = h_0;$$

$$R_0 = \frac{R_I}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_I}{R_{II}}}\right)^2}.$$

Примем теперь, что по условиям газообильности требуемые количества воздуха для лав А и В составят соответственно

$$q_I > Q_I \text{ и } q_{II} < Q_{II}.$$

Если пересчитать депрессии струй при этом требуемом распределении воздуха, то получим

$$h'_I = q_I^2 R_I, \quad h'_{II} = q_{II}^2 R_{II},$$

причем h'_I будет больше h'_{II} .

Требуемое распределение воздуха можно получить следующими способами:

1. Можно осуществить регулирование путем снижения депрессий отдельных струй до минимальной из депрессий, подсчитанных из условия требуемого распределения воздуха, за счет уменьшения сопротивлений этих струй (положительное регулирование).

В рассматриваемом примере это можно сделать за счет уменьшения сопротивления ветви 2—А—5 с R_I до R_I' . Считая, что при этом депрессии h_I' и h_{II} уравниваются, будем иметь

$$q_I^2 R_I' = q_{II}^2 R_{II},$$

откуда

$$R_I' = \frac{q_{II}^2 R_{II}}{q_I^2}.$$

Необходимое снижение сопротивления ветви 2—А—5 будет равно разности $R_I - R_I'$.

Каждая ветвь параллельного соединения может быть представлена либо одиночной выработкой, либо суммой соединенных между собой выработок.

Снижение сопротивления одиночной выработки может быть получено за счет уменьшения длины выработки и коэффициента аэродинамического сопротивления α или увеличением площади поперечного сечения выработки, что очевидно из выражения

$$R = \frac{\alpha PL}{S^3} = \frac{4,16\alpha L}{S^{2,5}},$$

принимая $P = 4,16\sqrt{S}$.

Кроме того, в выработках часто имеются различного рода дополнительные сопротивления (старый лес, кучи породы, старые дверные проемы и т. п.), устранение которых также снижает общее сопротивление выработки.

Иногда вместо реконструкции данной выработки оказывается целесообразным ввести новую выработку, параллельную данной, и получить снижение сопротивления ветви за счет создания нового параллельного соединения.

В тех случаях, когда рассматриваемая параллельная ветвь представлена суммой выработок, снижение сопротивления ее производится по тем же принципам.

Выбор способа уменьшения сопротивления определяется техническими возможностями и экономической целесообразностью реконструкции. Масштабы и места работ по реконструкции определяются, кроме отмеченных факторов, также необходимыми размерами уменьшения сопротивления данной ветви.

2. Распределение воздуха в параллельных ветвях можно регулировать путем создания дополнительной депрессии в струе, требующей усиления, за счет вентилятора, установленного для работы без перемычки или через перемычку (положительное регулирование). Величина дополнительно создаваемой депрессии равна разности депрессий струй при требуемом распределении воздуха между ветвями соединения.

В рассматриваемом примере вентилятор должен быть поставлен в ветви 2—А—5 (рис. 147, а) и подобран таким образом, чтобы при нужном дебите q_I он создавал бы депрессию, равную разности $h'_I - h''_{II}$, при работе его через перемычку.

В этом случае в ветвях 2—А—5 и 2—В—5 сохраняется равенство депрессий, но оно обеспечивается за счет дополнительной затраты энергии.

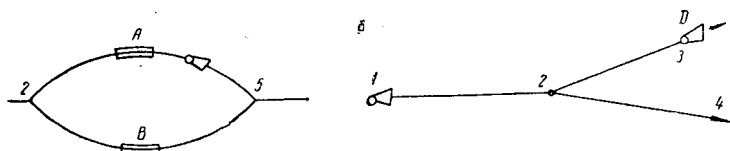


Рис. 147. Регулирование распределения воздуха вспомогательным вентилятором

В открытых параллельных соединениях (рис. 147, б) при нагнетающем главном вентиляторе и выходе исходящих струй по участковым шурфам иногда также возникает надобность в усилении отдельных струй. Это достигается установкой на этих струях вспомогательных вентиляторов на поверхности (вентилятор D).

Принципиального различия в схемах, показанных на рис. 147, а и рис. 147, б, нет.

Следует учитывать, что за счет вспомогательного вентилятора нельзя обеспечить любой заданный режим, а только определенные режимы, являющиеся сопряженными для главного и вспомогательного вентиляторов. Это может быть пояснено с помощью схемы рис. 147, б. Создаваемая главным вентилятором N депрессия делится на две части: часть ее теряется на общем участке 1—2 и часть теряется в параллельном разветвлении 2—3—4. При этом депрессии ветвей 2—3 и 2—4 равны между собой. Очевидно, что в пункте 2 должен быть обязательно напор, иначе движения воздуха от пункта 2 к пункту 4 не будет.

Следовательно, депрессия вспомогательного вентилятора может быть только добавкой к напору, создаваемому в ветви 2—3 главным вентилятором.

Каждому дебиту главного вентилятора при данной его характеристике соответствует определенная депрессия и соответственно определенное распределение этой депрессии на части, теряемые на общем участке сети и в параллельном разветвлении.

Последняя вполне определяет дебит ветви без вентилятора (в данном случае дебит ветви 2—4), а следовательно, и дебит ветви с вентилятором.

Таким образом, возможные изменения общего дебита и распределения депрессии главного вентилятора определяют и возможные дебиты вспомогательного вентилятора, как разности между общим дебитом и дебитом ветви без вентилятора. Эти положения распространяемы и на более сложные случаи проветривания. Полное графическое решение задачи на совместную работу главного и вспомогательного вентиляторов приведено далее в описании графических методов вентиляционных расчетов.

Подземная установка вспомогательных вентиляторов допускается только как исключение. Это обусловлено теми недостат-

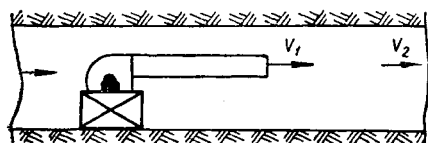


Рис. 148. Схема установки в выработке вентилятора без перемычки

ками, которые имеют место при такой установке вспомогательных вентиляторов. Так, вследствие недостаточно правильного выбора места расположения установки и недостаточно хорошего выполнения ее возможна рециркуляция воздуха, при

которой имеет место движение некоторого количества воздуха накоротко со стороны нагнетания вентилятора к его всасу через неплотности в перемычках и трещины в угле и породе. Следствием этого может быть постепенное загазирование участка. При разработке склонных к самовозгоранию углей рециркуляция может привести к появлению очага пожара. При остановке вентилятора или разрушении перемычки и вентилятора в результате аварии тотчас возникает нарушение нормального проветривания, восстановление которого может оказаться затруднительным. Само по себе наличие установки вспомогательного вентилятора в выработке вызывает неудобство в ее использовании.

В некоторых случаях прибегают к установке в выработке вентилятора без перемычки с коротким трубопроводом (рис. 148). Смысл такой установки в том, что часть движущегося в выработке воздуха, проходя через вентилятор, приобретает некоторый запас энергии в виде скоростного напора, что увеличивает, правда незначительно, напор всей струи.

Приближенная величина депрессии, создаваемой в этом случае вентилятором, теоретически должна составлять

$$h = \left| \frac{v_1^2 \gamma}{2g} - \frac{(v_1 - v_2)^2 \gamma}{2g} \right| \frac{Q_{\text{вент}}}{Q_{\text{выр}}}, \quad (167)$$

где $\frac{v_1^2 \gamma}{2g}$ — скоростное давление струи воздуха, выходящего из вентилятора;

$\frac{(v_1 - v_2)^2 \gamma}{2g}$ — потери напора при выходе струи из трубы в выработку;

$Q_{\text{вент}}$ — количество воздуха, проходящего через вентилятор;

$Q_{\text{выр}}$ — количество воздуха, проходящего по выработке.

3. Регулирование распределения воздуха в параллельном соединении можно выполнить путем доведения депрессии параллельных струй до максимальной из подсчитанных при требуемом распределении воздуха за счет введения дополнительных сопротивлений в этих струях (отрицательное регулирование). Обычно это достигается установкой вентиляционных перемычек с регулировочными окнами.

В рассматриваемом примере (рис. 146), поскольку $h'_{II} < h'_I$, перемычка с окном должна быть поставлена в ветви 2—B—5. При этом окно должно поглощать депрессию $h_{\text{ок}}$, определяемую из условия

$$h'_{II} + h_{\text{ок}} = h'_I$$

или

$$h_{\text{ок}} = h'_I - h'_{II}.$$

Определение геометрических размеров окна производят по следующим формулам:

при $S_{\text{ок}} : S_B < 0,5$

$$S_{\text{ок}} = \frac{QS_B}{0,65Q + 2,63S_B \sqrt{h_{\text{ок}}}}; \quad (168)$$

при $S_{\text{ок}} : S_B > 0,5$

$$S_{\text{ок}} = \frac{QS_B}{Q + 2,38S_B \sqrt{h_{\text{ок}}}}. \quad (169)$$

Здесь $S_{\text{ок}}$ — площадь окна, м^2 ;

S_B — площадь сечения выработки в месте установки окна, м^2 ;

$h_{\text{ок}}$ — депрессия, теряемая в окне, мм вод. ст. ;

Q — количество воздуха, проходящего через окно, $\text{м}^3 \text{сек.}$

При выводе формулы (168) потеря депрессии в окне $h_{\text{ок}}$ рассматривается как потеря кинетической энергии при ударе. Масса воздуха, движущаяся в сечении II—II (рис. 149) со скоростью v_2 , ударяется о массу воздуха, движущегося в сечении III—III со скоростью v_1 . Депрессия $h_{\text{ок}}$, теряемая при этом (поскольку приращение скорости в сечении III—III по сравнению с сечением I—I нет), определяется по известной из гидравлики формуле Борда

$$h_{\text{ок}} = (v_2 - v_1)^2 \frac{1}{2g}, \text{ мм вод. ст.} \quad (170)$$

При этом

$$v_2 = \frac{Q}{\varphi S_{\text{ок}}} \text{ и } v_1 = \frac{Q}{S_{\text{в}}},$$

где φ — коэффициент расхода.

Принимая

$$\varphi = 0,65; \quad g = 9,81 \text{ м/сек}^2 \text{ и } \gamma = 1,2 \text{ кг/м}^3,$$

и выполняя некоторые преобразования из формулы (170), получаем в конечном виде формулу (168).

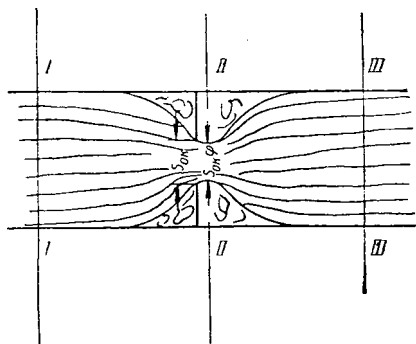


Рис. 149. Схема к расчету размеров вентиляционного окна

Формула (169) получается аналогично, с той лишь разницей, что коэффициент расхода φ при этом на основании экспериментов принимается равным единице.

Если перекрытие выработки перемычкой с окном нежелательно, можно заменить его несколькими перемычками с открытыми дверными проемами.

Из формулы (168) следует, что

$$h_{\text{ок}} = \frac{0,177}{S_{\text{в}}^2} \left(\frac{S_{\text{в}}}{S_{\text{ок}}} - 1 \right)^2 q^2, \text{ мм вод. ст.} \quad (171)$$

Следовательно, задавшись определенными размерами дверного проема как окна, можно подсчитать поглощаемую им депрессию и количество таких проемов, заменяющих в сумме необходимую депрессию окна, имея при этом в виду, что указанные проемы будут расположены на достаточном удалении друг от друга с тем, чтобы каждый из них можно было считать самостоятельным местным сопротивлением.

Отрицательное регулирование может быть обеспечено также за счет установки вентилятора без перемычки, работающего навстречу потоку воздуха в выработке, или при помощи воздушной завесы.

Воздушная завеса — плоская струя, выпускаемая из приспособления в виде вертикальной щели под некоторым углом навстречу потоку воздуха. Для создания завесы используется вспомогательный вентилятор, ширина выпускной щели раздающего приспособления принимается 50—100 мм. Завесы могут создаваться с одной или обеих сторон выработки.

Количество воздуха, подаваемое через щель, подсчитывается по формуле

$$q_0 = \frac{Q_0}{\sqrt{\frac{B_0}{b_0} \frac{q_1}{q_2} (\alpha \eta^{-\beta} + c)}},$$

где q_0 — количество воздуха, подаваемое в щель;

Q_0 — общее количество воздуха, поступающее в данное параллельное соединение;

B_0 — ширина выработки;

 b_0 — ширина щели завесы;

a, b, c — постоянные коэффициенты, значение которых принимается в зависимости от угла α , под которым струя выпускается в выработку.

α°	a	b	c
0	0,379	1,83	1,25
3	0,571	2,00	2,33
45	0,276	2,97	2,41
60	0,385	2,37	2,33

q_1 и q_2 — количества воздуха, протекающего соответственно по перекрываемой и параллельной выработкам при естественном распределении;

$$\eta = \frac{q_1 - q_1'}{q_1} \text{ — коэффициент полезного действия струи;}$$

q_1 и q_1' — количества воздуха, протекающего по перекрываемой выработке соответственно до и после воздушной завесы.

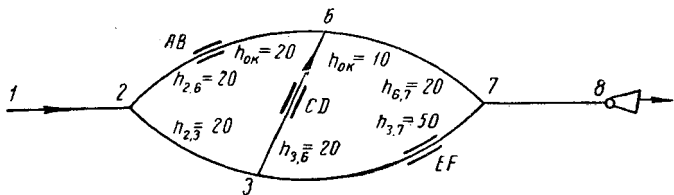


Рис. 150. Схема к регулированию распределения воздуха в диагональном соединении

Регулирование распределения воздуха в сложных системах основывается на том положении, что в каждом замкнутом контуре сложного разветвления депрессии параллельных потоков равны.

Так, для схемы, представленной на рис. 145, после проведения регулирования воздуха в параллельных ветвях участков $A-B$, $C-D$ и $E-F$ и замены их одиночными выработками (рис. 150) необходимо провести регулирование распределения воздуха в диагональной системе 2—7. Определение естественного распределения воздуха здесь сложнее, чем при простом параллельном соединении, но оно и не является обязательным.

В данном случае известно (может быть подсчитано) сопротивление участков 2—3, 3—7, 2—6, 6—3, 6—7, заданы направления движения струй и в том числе в диагонали и, наконец, заданы по условиям производства количества воздуха в ветвях 2—6, 6—3 и 7—3. Из схемы видно, что при этом определение количеств воздуха в ветвях 2—3 и 6—7 не представляет затруднений. Таким образом, задача сводится к подсчету и сравнению депрессий по направлениям 2—6 и 2—3—6, 3—6—7 и 3—7; 2—3—7 и 2—6—7. Если при заданном распределении воздуха депрессии струй в замкнутых контурах оказались равными, т. е. $h_{2-6} = h_{2-3} + h_{3-6}$ и $h_{3-6} + h_{6-7} = h_{3-7}$, то распределение воздуха соответствует естественному и производить регулирование не нужно. Если при заданном распределении воздуха депрессии параллельных струй оказались неравными, необходимо регулирование.

В качестве примера предположим, что депрессия

$$\begin{aligned} h_{2-3} &= 20 \text{ мм вод. ст.}, & h_{3-6} &= 20 \text{ мм вод. ст.}, \\ h_{2-6} &= 20 \text{ мм вод. ст.}, & h_{6-7} &= 20 \text{ мм вод. ст. и} \\ h_{3-7} &= 50 \text{ мм вод. ст. (см. рис. 150)}. \end{aligned}$$

Тогда

$$h_{2-6} + h_{6-7} = 20 + 20 = 40 \text{ мм вод. ст.},$$

а

$$h_{2-3} + h_{3-7} = 20 + 50 = 70 \text{ мм вод. ст.}$$

Следовательно, при отрицательном регулировании депрессия направления 2—6—7 должна быть увеличена за счет постановки окон с 40 мм вод. ст. до 70 мм вод. ст., т. е. на 30 мм вод. ст.

Для выяснения вопроса о месте установки окна определим депрессии в контуре 2—3—6:

$$\begin{aligned} h_{2,3} + h_{3,6} &= 20 + 20 = 40 \text{ мм вод. ст.}, \\ h_{2,6} &= 20 \text{ мм вод. ст.} \end{aligned}$$

Следовательно, в ветви 2—6 должно быть поставлено окно на депрессию 20 мм вод. ст., а в ветви 6—7 — на 10 мм вод. ст.,

Подобный принцип расчета применяется и для более сложных сетей.

В тех случаях, когда необходимо определить естественное распределение воздуха в сложной сети, приходится прибегать к методам приближенных расчетов, изложенным в последующей главе (см. ниже гл. IX).

§ 42. УСТОЙЧИВОСТЬ ПРОВЕТРИВАНИЯ

В практике проветривания шахт приходится иметь дело с двумя видами неустойчивости проветривания. Первый вид — это изменение во времени количества воздуха, проходящего по отдель-

ным струям, без изменения направления этих струй, второй вид — самопроизвольное «опрокидывание» отдельных вентиляционных струй.

В основе этих явлений лежат одни и те же причины: изменение депрессий, вызванное изменением режима работы, появлением или исключением отдельных источников тяги и изменением сопротивления отдельных участков сети. Однако изменения в проветривании, которые вызываются этими причинами, могут быть различными.

Так, если взять простое диагональное соединение (см. ниже рис. 177) с сопротивлениями ветвей R_1, R_2, R_3, R_4 и R_5 , то движение воздуха от точки C к точке D будет происходить при условии, что $\frac{R_1}{R_5} > \frac{R_4}{R_3}$. Сколько бы мы ни увеличивали сопротивления R_1 и R_3 или сколько бы мы ни уменьшали сопротивления R_5 и R_4 , направления струй в соединении не изменятся и будет иметь место лишь изменение количества воздуха, протекающего в отдельных струях. Иначе будет обстоять дело, если увеличивать значения R_4 и R_5 или уменьшать значения R_1 и R_3 . Так, при непрерывном повышении R_4 мы придем вначале к условию, что $\frac{R_1}{R_5} = \frac{R_4}{R_3}$, а затем к условию $\frac{R_1}{R_5} < \frac{R_4}{R_3}$ и струя в ветви CD изменит свое направление на обратное, воздух будет двигаться от точки D к точке C .

Таким образом, в первом случае следовало иметь в виду устойчивость проветривания данного соединения только в смысле постоянства количества воздуха в струях. Во втором случае приходится дополнительно учитывать возможность качественного изменения самой схемы.

Очевидно, что для второго случая основным является выяснение условий, при которых произойдет опрокидывание струй.

1. Неустойчивость (количественная) дебита и депрессии вентиляционных струй

Практические измерения показывают, что в действующей шахте количество воздуха, а следовательно, и депрессии в отдельных выработках не остаются постоянными и меняются во времени в более или менее значительных пределах.

На рис. 151 приведен график «пульсации» воздушной струи одной из выработок шахты № 162 (Донбасса). Основными причинами пульсаций являются: непостоянство дебита вентилятора, изменение сопротивлений выработок, обусловленное работой подъема и откатки, изменения в сети, вызываемые открыванием и закрыванием вентиляционных дверей, и другими «мгновенными» изменениями сопротивлений отдельных вентиляционных выработок. Так, доказано (А. М. Карпов), что работа подъема повышает аэродинамическое сопротивление ствола. При этом в какой-то мере это влияние распространяется и на паузы между

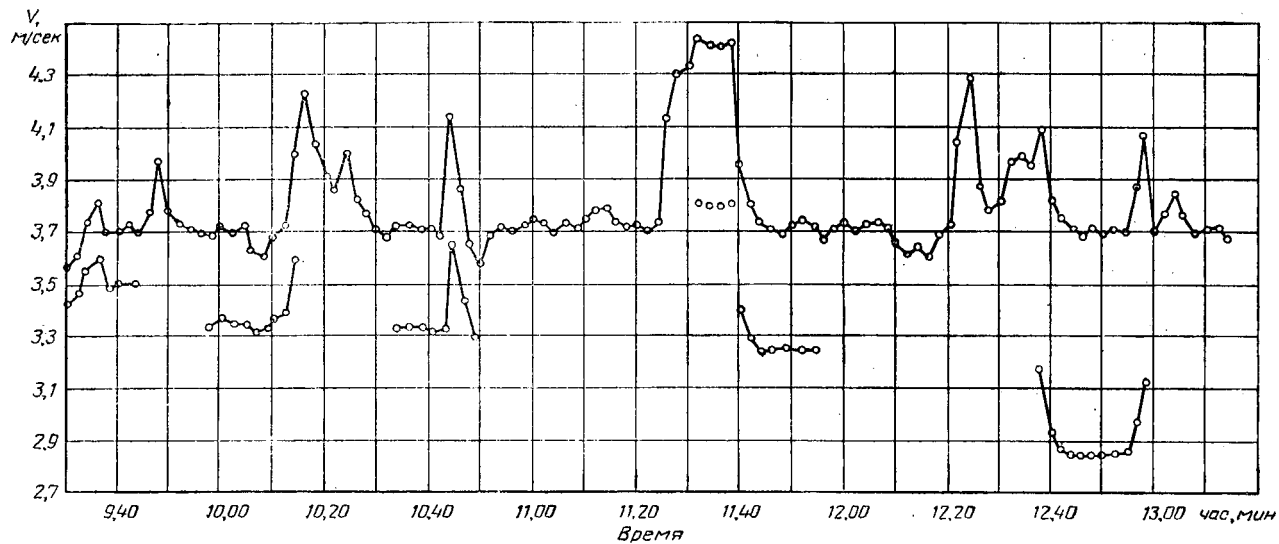


Рис. 151. График изменения скорости движения воздуха в наклонном стволе шахты № 162 (Донбасс)

подъемами, но оно исчезает при длительных остановках подъема.

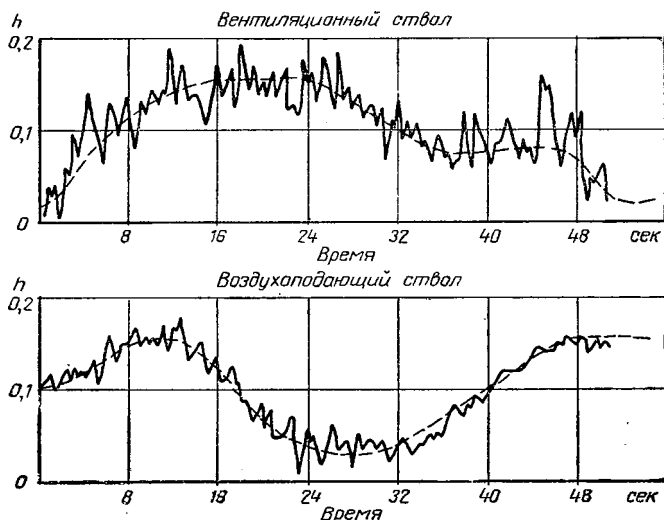


Рис. 152. Колебание давления в околоствольных дворах

На рис. 152 показано изменение давления внизу стволов, а на рис. 153 изменение давления, связанное с открыванием вентиля-

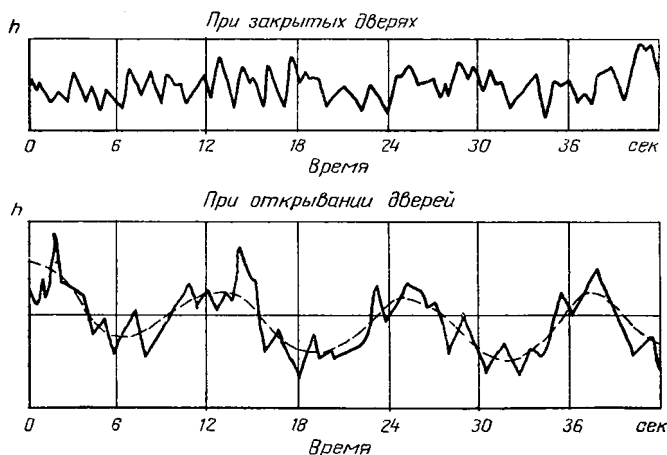


Рис. 153. Изменение давления, связанное с открыванием дверей

ционных дверей на одной английской шахте (I. R. Killoran, F. B. Hinsley).

Кроме перечисленных, существуют другие причины для более длительного периодического изменения и перераспределения дебита в шахтной сети. К ним относятся изменение сопротивления очистных забоев, особенно при работе с обрушением, когда ширина рабочего пространства изменяется в значительных пределах, изменение величины депрессии естественной тяги и некоторые другие.

Диапазон колебаний дебита в основном зависит как от принятой схемы и конкретных условий проветривания, так и от правильной постановки контроля и управления проветриванием.

На рис. 154 представлена часть вентиляционной сети одной из действующих шахт, на которой имела место весьма значительная

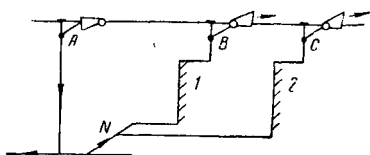


Рис. 154. Схема к анализу устойчивости проветривания

неустойчивость проветривания лав 1 и 2. Спуск леса для этих лав производился по шурфам В и С, не имеющим шлюзовых устройств.

При спуске леса, например, по шурфу В, вентилятор этого шурфа оказывался соединенным «накоротко» с атмосферой и дебит воздуха в лаве 1 снижался почти до нуля. Этому способствовало и то обстоятельство, что нижняя часть шурфа оказывалась заваленной лесом, вследствие чего аэродинамическое сопротивление вентиляционной струи на этом участке сильно возрастало. Очевидно, что если бы нагнетающий вентилятор создавал достаточно большой напор, то это улучшило бы условие проветривания лавы 1, а при обеспечении герметизации шурфа во время спуска леса дебит лавы 1 был бы вообще относительно устойчив.

Если для данной схемы предположить, что вентиляторы В и С вообще отсутствуют и проветривание обеспечивается только вентилятором А, то воздух между лавами 1 и 2 распределится в зависимости от соотношения сопротивлений участков NB и NC. На сопротивлении этих участков отражается изменение сопротивлений лав и изменение сопротивлений штреков. Допустим условно, что лавы совершенно одинаковы и имеют один диапазон изменения их сопротивлений, составляющих основную часть сопротивлений участков NB и NC. Тогда, если обе лавы имеют одновременно максимальное (после обрушения кровли) или минимальное (перед обрушением кровли) сопротивление, то пропорциональность распределения воздуха между ними сохранится. Если же одна лава будет иметь сопротивление максимальное, а другая минимальное, соотношение воздуха в ветвях NB и NC изменится. Диапазон этого изменения будет зависеть от степени изменения сопротивлений, и если изменения эти значительны, то при малом коэффициенте запаса воздуха на участке может оказаться, что в отдельные периоды каждая из лав будет испытывать недостаточность дебита воздуха. С дру-

гой стороны, если в сопротивлениях ветвей NB и NC сопротивления лав играют подчиненную роль, то изменения их сопротивлений не будут оказывать значительного влияния на распределение воздуха между ветвями NB и NC .

Поскольку большой диапазон колебаний подаваемого количества воздуха и его перераспределение в струях могут вызвать необеспеченность отдельных забоев и участков воздухом, необходимо стремиться к достижению возможно большей устойчивости дебита и своевременно учитывать возможные пределы его изменения в отдельных участках вентиляционной сети. Очевидно, что чем относительно больше сечение выработки, тем меньше сказываются на изменении ее сопротивления перемещения подъемных и откаточных сосудов. Чем надежнее шлюзовые устройства в шахте, тем меньше колебание утечек и возможность коротких замыканий отдельных струй и, следовательно, тем меньше колебания дебита воздуха в горных выработках.

2. Неустойчивость направления отдельных вентиляционных струй

Изменение направления струй вызывается главным образом изменением соотношений депрессии в отдельных ветвях системы. Последнее может быть следствием изменения режима работы отдельных вентиляторов или изменением соотношения между депрессиями вентилятора и естественной или тепловой (при по-

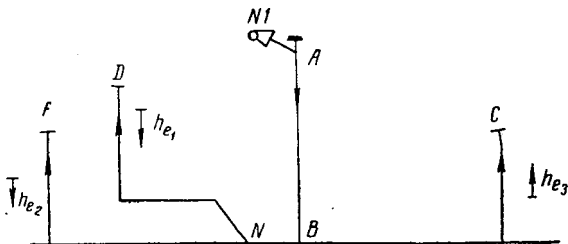


Рис. 155. Упрощенная схема вентиляции шахты

жарах) тяги. Определенную роль в этом играет также изменение сопротивлений элементов сети.

Практически наиболее часто самопроизвольное опрокидывание струй, т. е. изменение направления движения воздуха на обратное, происходит на шахтах под влиянием естественной тяги, а также под влиянием тепловой тяги при пожарах. Сущность вопроса легко уяснить из рассмотрения схемы, представленной на рис. 155.

Допустим, что в ветвях DN и FN имеется отрицательная естественная тяга соответственно h_{e1} и h_{e2} , которая преодолевается вентилятором № 1. В точке N вентилятор создает депрессию h_b , лишь немного превышающую депрессии h_{e1} и h_{e2} , причем

$h_b > h_{e1} > h_{e2}$. Если вследствие каких-либо причин депрессия h_{e1} повысится до h'_{e1} и окажется, что в точке N $h'_{e1} > h_b > h_{e2}$, то струя воздуха в ветви DN изменит свое направление на обратное и воздух будет двигаться в направлении $D-N-F$.

То же произойдет, если уменьшится h_b , например, из-за утечек в устье ствола. Таким образом, опрокидывание отдельной вентиляционной струи происходит в том случае, когда депрессия вентилятора для рассматриваемой выработки оказывается ниже депрессии отрицательной естественной тяги. В практике это встречается при разработке верхних горизонтов и нагнетательной схеме проветривания. В этих случаях проветривание осуществляется низконапорными вентиляторами. При плохой герметизации устья ствола депрессия, создаваемая таким вентилятором, может иметь малую величину и в отдельных участках сети будет близка к депрессии естественной тяги. Случаи опрокидывания отдельных струй при этих условиях возможны и практически имели место.

В принципе аналогичное положение возникает при неправильном расположении и соотношении режимов работы вентиляторов или при появлении большой тепловой тяги, вызванной пожаром.

3. Самопроизвольное опрокидывание струи при пожарах

Возникновение очага пожара в шахте имеет следствием изменение тепловых условий в выработках и, следовательно, изменение естественной тяги. Поскольку это изменение носит местный характер, обусловленный подводом тепла, то такую тягу

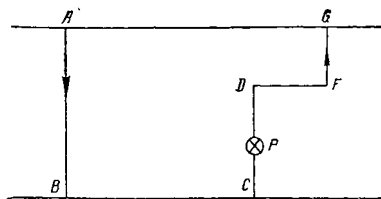


Рис. 156. Схема, поясняющая возникновение тепловой депрессии при пожаре

лучше называть тепловой тягой и рассматривать ее как локальную депрессию пожара, возникающую в данной выработке. Так, при наличии схемы, представленной на рис. 156, возникновение пожара в точке P вызовет прогревание столба воздуха DP , в результате чего в выработке DC возникнет дополнительная местная депрессия. Величину этой депрессии можно определить, на-

пример, по приближенной формуле проф. В. Будрыка [109]

$$\Delta H = z \frac{\Delta t}{T_b} \quad (172)$$

или

$$h_d = z \gamma \frac{\Delta t}{T_b}, \quad (172')$$

где ΔH — прирост локальной тепловой депрессии вследствие пожара, *м ст. газа*;

z — вертикальная высота столба воздуха, *м*;

$T_{\text{в}}$ — абсолютная температура столба воздуха до пожара, *град*;

Δt — прирост температуры на данном участке вследствие пожара, *град*;

$h_{\text{л}}$ — локальная депрессия, *мм вод. ст.*;

γ — средний удельный вес нагретого пожаром воздуха, *кг/м³*.

Так, если $\Delta t = 100^\circ$, то при $z = 100$ м, $T_{\text{в}} = 300^\circ$ будем иметь $\Delta H = 100 \cdot \frac{100}{300} = 33$ м. При среднем удельном весе $\gamma = 1,0$ кг/м³ депрессия будет $h_{\text{л}} = 1,0 \cdot 33 = 33$ мм вод. ст. Приращение температуры в выработке в районе пожара определится по формуле

$$\Delta t = \Delta t_0 \cdot e^{\frac{-cx}{G}}, \quad (173)$$

где Δt_0 — повышение температуры в месте пожара (примерно до 1000°);

e — основание натуральных логарифмов;

G — количество проходящих газов, *кг/сек*;

x — расстояние от места пожара, *м*;

$$c = \frac{KP}{3600c_p},$$

где K — коэффициент теплоотдачи стенок выработки (*ккал/м²·час·град*), находится из эмпирической формулы

$$K = 2 + K' \sqrt{v} \quad (174)$$

или

$$K = 2 + K' \sqrt[3]{v^2}, \quad (174')$$

причем для шахтных условий $K' = 5 \div 10$;

v — скорость воздуха в выработке, *м/сек*;

P — периметр выработки, *м*;

$c_p = 0,24$ — теплоемкость воздуха при постоянном давлении, *ккал/кг·град*.

По А. Ф. Воропаеву,

$$K = \alpha = 5v^{0,8}, \quad (175)$$

где v — скорость движения воздуха в выработке, *м/сек*.

Если продукты горения с температурой t_s смешиваются с воздухом с температурой t_p , то температура смеси этих газов t_m определяется по уравнению

$$t_m = \frac{m_s c_{ps} \cdot t_s + m_p c_{pp} \cdot t_p}{c_{pm}}, \quad (176)$$

где c_{pS} , c_{pP} и c_{pT} — удельные теплоемкости продуктов горения, воздуха и смеси;
 m_S и m_P — весовая доля продуктов горения и воздуха в смеси ($m_S + m_P = 1$).

При $c_{pS} = c_{pP} = c_{pT}$ имеем

$$t_m = m_S \cdot t_S + m_P \cdot t_P. \quad (177)$$

Появление локальной тепловой тяги равносильно установке вспомогательного вентилятора в данной выработке и вызывает изменение режима проветривания сети, сопровождающееся иногда опрокидыванием отдельных или всех вентиляционных струй.

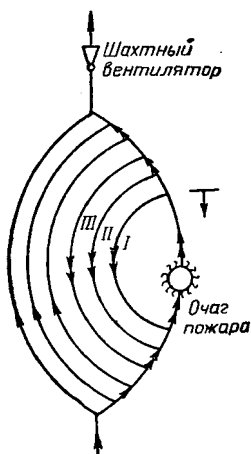


Рис. 157. Схема опрокидывания струй при пожаре в восходящей струе

Поскольку образующиеся при пожаре газы и дымы перемещаются по шахте вентиляционной струей, то от сохранения или нарушения существующей схемы вентиляции зависит возможное задымление отдельных участков шахты и выработок. Это весьма важное обстоятельство следует непременно учитывать при составлении планов ликвидации аварий и при работах по спасению людей и ликвидации пожаров.

Характер изменения режима проветривания, вызываемого локальной тепловой депрессией, зависит от места ее проявления, а именно: возникла ли эта депрессия в восходящей или нисходящей вентиляционной струе. При возникновении пожара в выработке с восходящей струей (рис. 157) происходит опрокидывание параллельных ей струй в последовательности, отмеченной на схеме.

Определение возможности опрокидывания струи в отдельной выработке основывается на анализе расчетной схемы сети. Допустим, дана схема (рис. 158, а), на которой условно показаны пункты проявления тепловой тяги и направление струи c_1 , c_2 , c_3 , a_1 , a_2 , a_3 . Требуется определить условия, при которых струя b будет сохранять направление движения от A к B . Для решения вопроса схема, представленная на рис. 158, а, трансформируется в схему рис. 158, б, а затем в схему, представленную на рис. 158, в.

Схему, показанную на рис. 158, в, по струе b (линия AB) можно разделить на две части: внутреннюю AaB , включающую депрессию пожара, и внешнюю AcB , включающую депрессию вентилятора.

Принимаем в этой схеме:

h_w — суммарная депрессия внутренней части, обусловленная действием пожара;

h_z — суммарная депрессия внешней части, включающая депрессию вентилятора и ту часть депрессии пожара, которая проявляется во внешней части;
 R_W — общее сопротивление внутренней части системы;
 R_z — общее сопротивление наружной части системы;
 R_b — сопротивление ветви b .

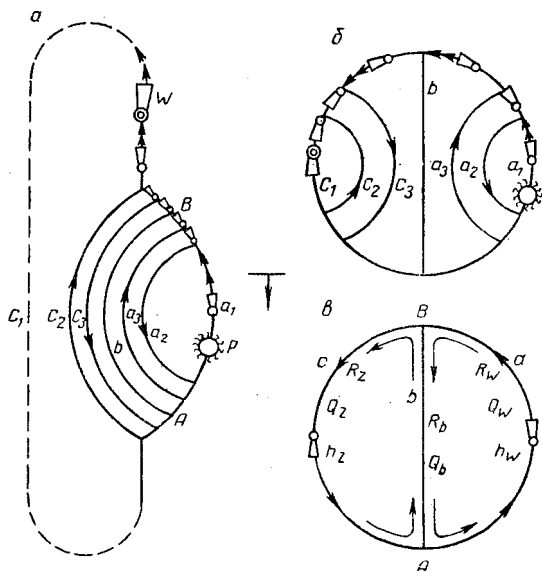


Рис. 158. Схема для подсчета устойчивости проветривания при пожаре в восходящей струе

При принятых обозначениях условие сохранения струей b направления от A к B определится неравенством

$$\frac{h_W}{h_z} < \frac{R_W}{R_z}. \quad (178)$$

Таким образом, для предотвращения опрокидывания струи b нужно уменьшать h_W и R_z и увеличивать h_z и R_W . Очевидно вентилятор в этом случае останавливать нельзя.

Условие, при котором струя b опрокинется, выразится неравенствами:

а) для случая, когда ветвь b горизонтальна,

$$\frac{h_W}{h_z} > \frac{R_W}{R_z}, \quad (179)$$

б) для случая, когда ветвь b восходящая,

$$\frac{h_w - h_b}{h_z + h_b} > \frac{R_w}{R_z}, \quad (180)$$

где h_b — тепловая депрессия струи b после ее обращения.

При возникновении пожара в нисходящей струе (рис. 159) происходит опрокидывание части ее или всей струи в целом.

При $h_z > h_w > h_b$ сохранение направлений струй по схеме, представленной на рис. 160, I, будет при условии

$$\frac{h_z}{h_w} > 1 + \frac{R_z}{R_b}, \quad (181)$$

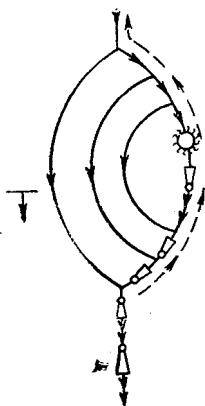


Рис. 159. Схема опрокидывания нисходящей струи

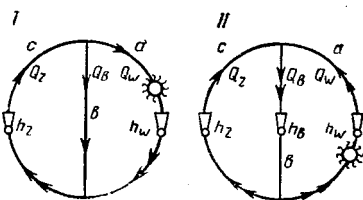


Рис. 160. К определению условий опрокидывания струи при

$$h_z > h_w > h_b$$

а для схемы, представленной на рис. 160, II, — при

$$\frac{h_z - h_b}{h_w - h_w} < 1 + \frac{R_z}{R_b}. \quad (182)$$

При $h_w > h_z > h_b$ сохранение направлений струй по схеме, представленной на рис. 161, I, обеспечивается при

$$\frac{h_w - h_b}{h_z - h_b} < 1 + \frac{R_w}{R_b}, \quad (183)$$

а для схемы, представленной на рис. 161, II — при

$$\frac{h_w - h_b}{h_z - h_b} > 1 + \frac{R_w}{R_b}. \quad (184)$$

При $h_b > h_z > h_w$ для схемы, представленной на рис. 162, а, сохранение направления струй обеспечивается при

$$\frac{h_b - h_w}{h_z - h_w} < 1 + \frac{R_b}{R_w}, \quad (185)$$

а для схемы рис. 162, б — при

$$\frac{h_b - h_w}{h_z - h_w} > 1 + \frac{R_b}{R_w}. \quad (186)$$

Перечисленные случаи не охватывают всего многообразия возможных явлений и при тех из них, которые не могут быть проанализированы по приведенным формулам, следует обращаться к способам расчета, изложенным в главе IX.

Кроме опрокидывания струй под действием тепловой тяги, следует учитывать еще два возможных случая: 1) опрокидыва-

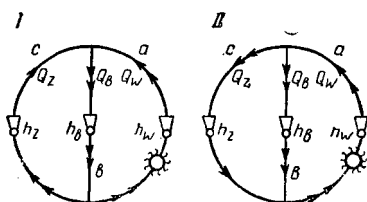


Рис. 161. К определению условий опрокидывания струи при $h_w > h_z > h_δ$

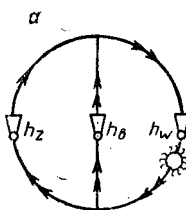
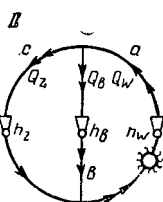
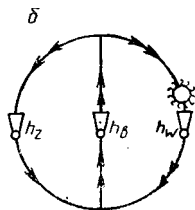


Рис. 162. К определению условий опрокидывания струи при $h_δ > h_z > h_w$



ние струи на отдельном участке (например, в печи) за счет скоростного напора, создаваемого проходящей мимо (по штреку) струей воздуха, 2) опрокидывание струи на небольшом участке вследствие изменения объема газов и дымов, образующихся при пожаре, если пути выхода последних по струе слишком тесны (так называемое «отступление дыма»).

4. Реверсирование вентиляционной струи

В ряде случаев, например при пожаре в околоствольном дворе воздухоподающей шахты, возникает надобность в искусственном опрокидывании вентиляционной струи. Последнее обеспечивается обычно за счет переключения заслонок в вентиляционных каналах, как это описано выше в главе VI.

При реверсировании следует учитывать изменение сопротивления вентиляторной установки. При всасывающем проветривании, особенно фланговом, естественная тяга в сети часто является противодействующей работе вентиляторов после реверсирования. Вентиляционные двери и некоторые из герметизирующих устройств, рассчитанных только на нормальную работу вентилятора, оказываются непригодны при обратном направлении движения воздуха. Само реверсирование струи происходит не мгновенно, а отдельные струи в некоторых случаях под влиянием естественной тяги не меняют своего направления.

Учитывая изложенное, реверсирование следует непременно опробовать практически, и вентиляционный надзор должен иметь ясное представление о режиме проветривания, получающемся в результате реверсирования.

§ 43. ДЕПРЕССИОННЫЕ И АНЕМОМЕТРИЧЕСКИЕ СЪЕМКИ

Депрессионные съемки состоят в замерах распределения депрессии и дебита воздуха в вентиляционной сети шахты. Основной целью депрессионных съемок является получение данных для определения аэродинамического сопротивления отдельных элементов вентиляционной сети и выяснение «узких» мест в струях, требующих увеличения дебита.

В практике проектирования значения аэродинамического сопротивления R определяются из известной формулы (см. формулу 50) на основе проектных данных о геометрических размерах выработки и характере ее крепления. При решении вопросов регулирования распределения воздуха в сети действующей шахты необходимо знать не проектные, а действительные сопротивления отдельных элементов вентиляционной сети. Так, для правильного расчета регулирования распределения воздуха в сети, схематически представленной на рис. 145, необходимо знать фактическое сопротивление участков 7—6, 6—2, 3—6 и т. д.; при решении вопроса о регулировании распределения воздуха в лавах A и B за счет уменьшения сопротивления ветви 2— A —5 важно знать действительное распределение депрессии в этой ветви. За счет ликвидации каких «узких» мест можно получить требуемое снижение сопротивлений? Выяснение этих вопросов обеспечивается материалами депрессионной съемки. Сопоставление фактических данных депрессионных съемок с расчетными позволит произвести сравнительную оценку состояния выработок и вентиляционных устройств. Таким образом, депрессионные съемки являются методом выяснения истинной картины состояния проветривания и получения исходных материалов для составления расчетных схем вентиляционной сети и производства аэродинамических расчетов по управлению процессом проветривания. Конкретной целью съемки может быть:

- 1) составление полной расчетной схемы вентиляционной сети шахты;
- 2) составление расчетной схемы для отдельного участка сети;
- 3) установление распределения депрессии по всем или некоторым направлениям вентиляционных струй;
- 4) определение сопротивления отдельного участка вентиляционной сети, например сопротивления ствола шахты, главного квершлага и т. д.;
- 5) определение коэффициента α для отдельных типов шахтных выработок.

В зависимости от конкретных целей меняется объем и характер съемки, хотя общие ее принципы остаются неизменными.

Депрессионная съемка производится двумя основными методами: а) путем замеров абсолютных давлений в определенных пунктах вентиляционной сети и определения на этой основе

потерь депрессии между этими пунктами и б) путем непосредственного измерения депрессии между двумя пунктами.

В первом случае съемка производится барометрами повышенной точности или деприметрами; во втором — микроманометрами в сочетании с резиновой трубкой.

При замере абсолютных давлений между двумя пунктами сети барометром депрессия находится следующим образом.

Для горизонтальных выработок (рис. 163, а) депрессия равна разности отсчетов по барометру B , мм рт. ст., переведенной в мм вод. ст.:

$$h = (B_1 - B_2) 13,6 \text{ мм вод. ст.} \quad (187)$$

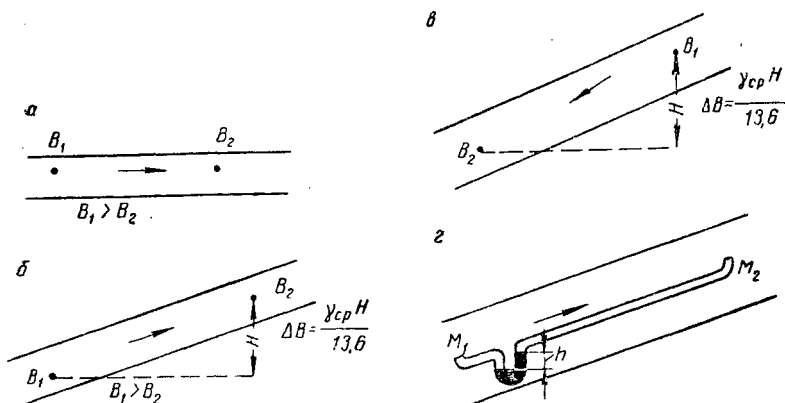


Рис. 163. Схема замера депрессии выработки

или разности отсчетов по деприметру, умноженной на его поправочный коэффициент K ,

$$h = K(D_1 - D_2), \text{ мм вод. ст.}$$

Коэффициент K находится путем тарировки прибора, т. е. сравнением его показаний с показаниями проверенного деприметра.

Для наклонных выработок при условии, что вторая точка замера при проведении съемки по ходу струи расположена выше первой (рис. 163, б), депрессия равна

$$h = 13,6 \left[B_1 - \left(B_2 + \frac{\gamma_{\text{ср}} H}{13,6} \right) \right], \quad (188)$$

где B_1 и B_2 — отсчеты по барометру, мм рт. ст.;

$\gamma_{\text{ср}}$ — средний удельный вес воздуха на участке, кг/м³;

H — разность высотных отметок пунктов измерения, м;

13,6 — уд. вес ртути.

При измерении деприметром

$$h = K(D_1 - D_2) - \gamma_{\text{сп}} H, \quad (189)$$

где D_1 и D_2 — показания деприметра.

В случае, если вторая точка замера при съемке по ходу струи ниже первой точки, то при измерении барометрами

$$h = 13,6 \left[B_1 - \left(B_2 - \frac{\gamma_{\text{сп}} H}{13,6} \right) \right], \text{ мм вод. ст.}, \quad (190)$$

при измерении деприметром

$$\bar{h} = K(D_1 - D_2) + \gamma_{\text{сп}} H, \text{ мм вод. ст.} \quad (191)$$

Очевидно, что на показания барометров при съемке оказывает влияние изменение атмосферного давления. Поэтому при съемке барометрами необходимо вести контроль за изменением атмосферного давления и вносить поправку в результаты замера в соответствии с изменением этого давления. Если барометрическое давление в период производства замера возрастает, то поправка в виде разности двух показаний контрольного барометра вычитается из отсчета прибора, и наоборот, при уменьшении давления — прибавляется к отсчету по прибору. Поэтому

$$h_d = h_{\text{из}} \mp (B_k'' - B_k') \cdot 13,6, \text{ мм вод. ст.}, \quad (192)$$

где h_d — действительный перепад давлений между пунктами измерения;

$h_{\text{из}}$ — перепад давлений, определенный по формулам (187)–(191) без учета изменения атмосферного давления;

B_k' и B_k'' — показания контрольного прибора в момент записи давлений B_1 и B_2 по основному прибору.

При измерении барометрами следует учитывать, что их показания несколько запаздывают при быстром изменении давления. Поэтому при измерении в горизонтальных и слабонаклонных выработках барометр надлежит выдерживать в месте замера 20–30 мин., а при переходе с горизонта на горизонт — больше.

При измерении деприметром следует иметь в виду, что мениск жидкости в измерительной трубке 5–6 (см. рис. 129) ставится на нуль вначале измерения и по ходу съемки будет менять свое положение. Если в ходе работы мениск в трубке 5–6 опустится или подымется до конца измерительной шкалы, то следует открыть кран 1, поставить мениск на нуль и снова закрыть кран 1, отметив в записях «мениск поднят (опущен) на h мм вод. ст.». Это изменение положения мениска должно быть учтено при обработке материалов съемки. Если в процессе съемки измерения нужно вести на нескольких горизонтах, то

производят сначала все замеры на одном, а потом на следующем горизонте поочередно, чтобы по возможности сократить переходы с горизонта на горизонт. Достоинством данного вида съемки является относительная простота производства работ, недостатком — необходимость иметь для каждого пункта точные геодезические отметки, вести контрольные замеры барометрического давления и вычислять поправки.

При съемке микроанометром в сочетании с резиновой трубкой работа сводится к непосредственному замеру депрессии. При помощи резиновой трубки одно колено микроанометра (депрессиометра) соединяется с пунктом M_1 (см. рис. 163, а), другое с пунктом M_2 . Показания микроанометра (депрессиометра) дают непосредственно значение h между пунктами M_1 и M_2 . Поправок на превышение одного пункта над другим здесь не нужно, так как давление столба воздуха в выработке уравнивается давлением столба воздуха, имеющегося в трубке. Следует только иметь в виду, что воздух в трубке должен иметь ту же температуру, что и в выработке, и поэтому при съемке, например в стволах, где изменение температуры по длине выработки значительно, трубку надлежит некоторое время до производства замера выдержать в выработке. Поэтому при замере микроанометром поправка на изменение барометрического давления не нужна. Недостаток этого метода съемки — значительная трудоемкость работ (необходимость для каждого стана измерений устанавливать прибор, растягивать и свертывать трубки и т. п.).

Оба метода съемки имеют применение в практике. Выбор метода зависит от целей, задач и возможностей выполнения съемок. В практике работы шахт также имели место случаи, когда для целей депрессионной съемки использовалась сеть трубопровода сжатого воздуха. Если обеспечить сообщение такой сети с атмосферой, то, присоединяя к сети депрессиометр в том или ином пункте шахты, можно определить депрессию от поверхности до этого пункта.

При выполнении депрессионной съемки по какой-либо вентиляционной струе следует иметь в виду, что сумма замеров депрессии по струе от поверхности до вентиляционного канала через всю шахту при отсутствии естественной тяги должна быть равна депрессии, замеренной в стволе депрессиометром с поверхности. При наличии естественной тяги разница между указанными депрессиями должна быть равна величине естественной тяги. Это объясняется тем, что депрессиометр при замере в стволе с поверхности естественной тяги не показывает, в то время как в депрессию отдельных участков депрессия естественной тяги входит.

Одновременно с депрессией при съемках измеряется и количество воздуха, проходящего через пункт замера. Это нужно для того, чтобы определить сопротивление каждого из элемен-

тов сети, в котором определена депрессия, и для определения мест и оценки размеров утечки воздуха.

Итоги депрессионных съемок могут быть по различному оформлены и использованы. Обычно итоги замеров сводятся в таблицы распределения депрессии по выработкам, по которым строят кривые изменения депрессии h по длине струи L в координатах $h—L$ для наглядного представления о распределении депрессии по выработкам шахты. Однако такое оформление практически мало удобно, так как отражает только определенный этап в состоянии проветривания, и потому данные съемки быстро теряют свою значимость.

Более правильно использовать данные съемок для определения аэродинамических сопротивлений отдельных вентиляционных выработок и сводить эти данные в полные или упрощенные расчетные схемы вентиляционной сети шахты. Это удобнее с точки зрения использования материалов съемок для решения практических задач и позволяет накапливать данные по изучению вентиляционной сети шахты. Так, для схемы, представленной на рис. 145, необходимая для целей управления проветриванием депрессионная съемка будет состоять в замере депримомером давлений в пунктах 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 (пункт 8 располагается в стволе шахты перед каналом вентилятора). Вводя соответствующие поправки в замеры, можно определить по их результатам депрессию между всеми пунктами расчетной схемы (см. рис. 146), а при известных количествах воздуха в отдельных элементах сети — найти сопротивления соответствующих участков.

Знание сопротивлений позволяет провести необходимое регулирование распределения воздуха в сети, как это показано в предыдущем параграфе. При дальнейшем развитии горных работ при показанной схеме будет меняться величина сопротивлений участков 2—5, 3—6, 4—7, но сопротивления участков 8—7, 7—6, 6—5, 1—2, 2—3, 3—4 останутся неизменными. Следовательно, в дальнейшем понадобится определять только характер изменений указанных выше трех участков, для того чтобы иметь возможность своевременно корректировать расчетную схему.

В ряде случаев при вентиляционных сетях большой сложности можно упрощать депрессионную съемку, используя возможности определения депрессии отдельных крупных участков шахты путем замера перепадов давлений через вентиляционные двери, разделяющие поступающую и исходящую струю. Соответственно можно упрощать и расчетные схемы, выделяя отдельные участки или заменяя отдельные узлы в схеме их общим сопротивлением.

Кроме депрессионных съемок, для контроля распределения воздуха по шахте проводятся также и анемометрические съемки, для проверки соответствия этого распределения фактическим по-

требностям производства и выяснения мест и размеров утечек воздуха. Сроки замеров воздуха регламентируются Правилами безопасности; результаты замеров заносятся в специальную вентиляционную книгу. Основные пункты замера количества воздуха выбираются таким образом, чтобы можно было измерить количество воздуха, поступающего в шахту, на отдельные пласты, участки и в очистные забои. В основных пунктах замера воздуха сооружаются специальные замерные станции (см. § 33). Кроме того, количество воздуха замеряется и на вентиляторных установках.

На основе проведенных замеров следует составлять баланс воздуха, из которого должно быть ясно, откуда и сколько поступает воздуха, куда он направляется, где и в каком количестве он выходит на поверхность, а также какая часть воздуха израсходована правильно и какая составляет бесполезные потери.

При составлении баланса воздуха общее количество поступающего и выходящего из шахты воздуха и сумма количеств воздуха по отдельным струям должны сходиться между собой. Расхождения этих количеств могут быть следствием разности удельных весов воздуха в отдельных струях, непостоянства вентиляционного режима во время съемки, неучтенных утечек на поверхность или между струями, ошибок в измерении.

Приведение замеров количеств воздуха различных струй к одним условиям (давлению и температуре) производится путем умножения полученного при замере количества воздуха на коэффициент Δ , определяемый выражением

$$\Delta = \frac{B}{B_0} \frac{T_0}{T}, \quad (193)$$

где B_0 и T_0 — давление и абсолютная температура, к которым приводится измеренный объем воздуха;

B и T — давление и абсолютная температура измеряемого объема воздуха.

Для устранения ошибок измерения и выявления утечек сомнительные замеры повторяют с добавлением отдельных контрольных замеров в соседних пунктах. Оставшиеся после уточнения расхождения в замерах разбрасывают по отдельным струям пропорционально количеству воздуха в этих струях.

Глава IX

МЕТОДЫ РАСЧЕТА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ

Вся совокупность соединяющихся друг с другом горных выработок шахты представляет собой единую вентиляционную сеть. Режим проветривания этой сети определяется сопротивлением составляющих ее элементов и характеристиками и расположением источников тяги, включенных в сеть.

Принципиально аэродинамические расчеты по определению режима проветривания сети сводятся к установлению конкретных значений R , h и Q как для шахты в целом, так и для отдельных ее участков или источников тяги.

В зависимости от поставленной задачи расчеты могут быть выполнены одним из следующих методов: а) графическим; б) графо-аналитическим; в) аналитическим; г) моделированием.

Во всех случаях за исходное принимается уравнение

$$h = RQ^n = RQ^2,$$

характеризующее взаимозависимость депрессии, сопротивления сети и количества воздуха при турбулентном режиме проветривания.

Фактически уравнение $h = RQ^2$ не всегда точно отражает закон сопротивления движения воздуха в шахтных выработках (иногда $n \neq 2$), но в расчет этого обстоятельства обычно не принимают, из нежелания усложнять расчеты, учитывая, что сами исходные данные для расчета являются в определенной степени приближенными.

§ 44. ГРАФИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАСЧЕТА

Основным способом проветривания шахт является искусственное проветривание при помощи вентиляторов.

Для последних соотношение между h и Q определяется экспериментально и дается графически в виде характеристики

вентилятора — кривой в координатах $h—Q$. Это положение предопределило создание графических методов расчетов по определению режимов проветривания при одиночной и совместной работе вентиляторов. Характеристики вентилятора, естественной тяги и сети (рис. 164) представляют собой графическое выражение (в координатах $h—Q$) соответствующих зависимостей между величинами R , h и Q . Это позволяет все необходимые расчеты выполнять путем сложения и вычитания соответствующих характеристик.

Основными положениями графического расчета сетей являются следующие.

1. Общая характеристика соединения двух или более выработок может быть определена путем суммирования их индивидуальных характеристик:

а) по ординатам (рис. 165, а), если выработки соединены последовательно ($h_{\text{посл}} = h_1 + h_2 + \dots + h_n$ и $Q_{\text{посл}} = Q_1 = Q_2 = \dots = Q_n$);

б) по абсциссам (рис. 165, б), если выработки соединены параллельно ($h_{\text{пар}} = h_1 = h_2 = \dots = h_n$ и $Q_{\text{пар}} = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n$).

2. Характеристики естественной тяги, вентилятора, выработки могут взаимно складываться или вычитаться по правилам, указанным в п. 1.

На рис. 166, а приведен пример построения суммарной характеристики вентилятора и естественной тяги, а на рис. 166, б и в — суммарных характеристик соответственно двух последовательно соединенных и двух параллельно соединенных вентиляторов.

3. При известных характеристиках (в координатах $h—Q$) источника тяги и сети режим проветривания сети определяется координатами точки А пересечения этих характеристик (рис. 167, а и б).

4. В случаях определения режима проветривания сложной сети при совместной работе нескольких вентиляторов задача путем последовательного сложения — вычитания характеристик источников тяги и элементов сети приводится к простому виду — к задаче на определение режима проветривания одиночной выработки заданного сопротивления одиночным вентилятором. Знание режима проветривания одного участка сети позволяет определить режим проветривания для остальных его участков.

Как известно, полная характеристика вентилятора расположена в I, II и IV квадрантах, однако фактически обычно имеют только характеристики, относящиеся к I квадранту, которыми и приходится пользоваться при практическом решении задач.

Все эти общие принципы расчета в разного типа задачах могут быть по разному использованы и дополнены, что находит свое отражение в существовании нескольких вариантов графиче-

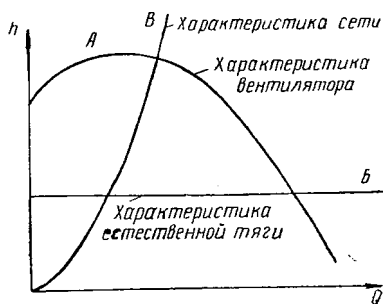


Рис. 164. Характеристики сети и источников тяги

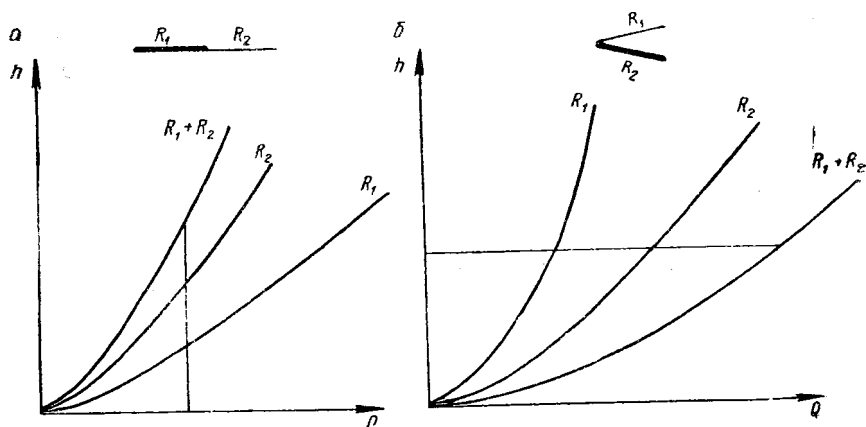


Рис. 165. Построение суммарных характеристик выработок

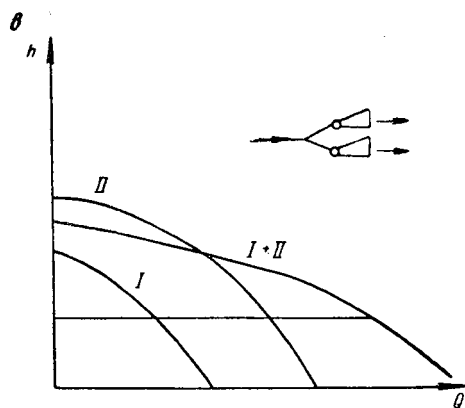
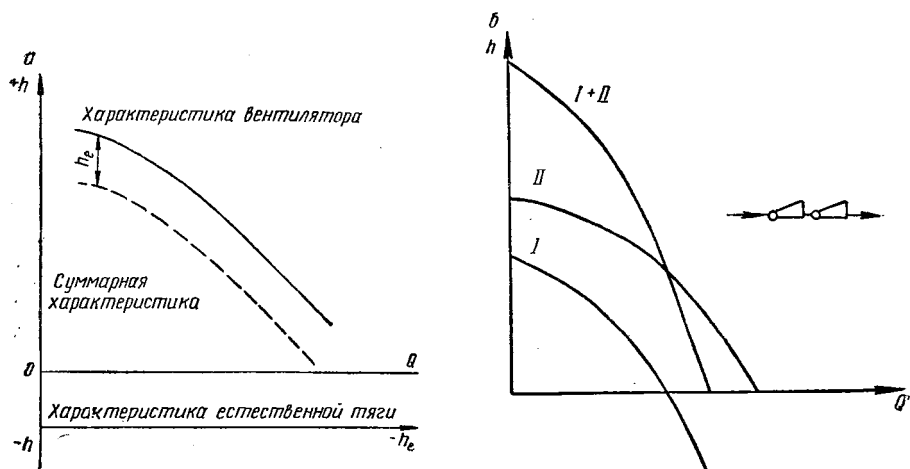


Рис. 166. Построение суммарных характеристик источников тяги

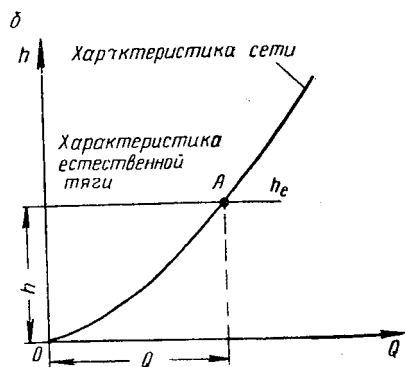
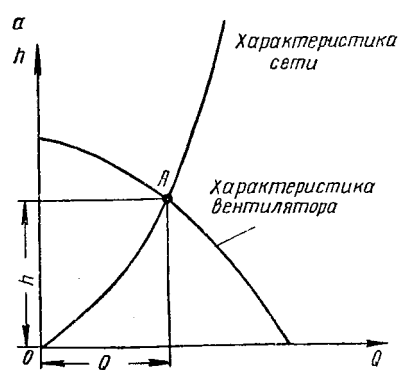


Рис. 167. Определение режима проветривания сети

ческого решения одних и тех же задач: метода суммарных приведенных характеристик, активизированных характеристик и др.

Ниже рассмотрены основные варианты графических методов расчетов.

1. Метод суммарных приведенных характеристик

Приведенной называется характеристика источника тяги, трансформированная за счет вычитания из нее характеристики одного или нескольких участков сети.

Приведение характеристики источника тяги, данной для одного участка или пункта включения в сеть, к другому участку или пункту включения состоит в последовательном исключении из характеристики участка тяги характеристик участков сети, расположенных между этими участками или пунктами включения. При этом характеристики для последовательно соединенных участков вычитаются по ординатам, для параллельно соединенных — по абсциссам. Так, для схемы, представленной на рис. 168, а, приведение данной для пункта А характеристики вентилятора к пункту В, т. е. переход к схеме, показанной на рис. 168, б, выполняется путем вычитания (рис. 168, в) из характеристики вентилятора (кривая А) характеристики участка сети АВ (кривая В).

Полученная в результате этого приведенная характеристика (кривая С) представляет характеристику вентилятора, работающего уже только на сеть ВС (кривая D), режим проветривания которой определится координатами точки М пересечения характеристики участка ВС с приведенной характеристикой вентилятора. Депрессия исключенного из рассмотрения участка АВ определится отрезком $ML = PK$ ординаты, проведенной через точку М.

Для схемы, представленной на рис. 169, а, приведение характеристики вентилятора к участку АВ, т. е. переход к схеме, показанной на рис. 169, б, выполняется (рис. 169, в) путем вычитания по абсциссам из характеристики вентилятора (кривая Е) характеристики участка АС (кривая F). Координаты

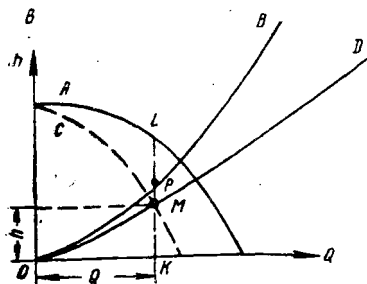
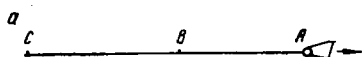


Рис. 168. Построение приведенной характеристики при последовательном соединении

точки пересечения N , приведенной к участку AB характеристики вентилятора (кривая E') с характеристикой участка BA (кривая G) определяют режим проветривания последнего. Дебит исключенного из рассмотрения участка AC определится отрезком $PL = NK$ абсциссы KL , проведенной через точку N .

Таким образом, сложная схема сети может быть упрощена и приведена к схеме работы одиночного вентилятора на одиночную выработку. Применение этого метода к решению практических задач показано выше при описании совместной работы нескольких вентиляторов на одну сеть.

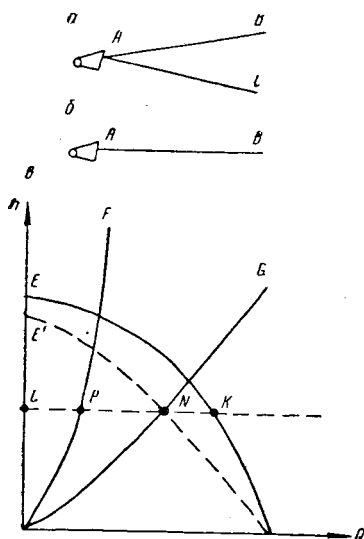


Рис. 169. Построение приведенной характеристики при параллельном соединении

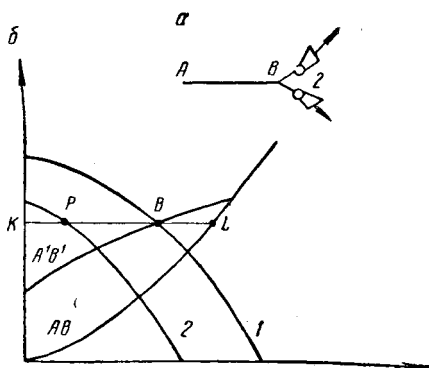


Рис. 170. Построение активизированной характеристики сети при параллельной работе вентиляторов

2. Метод активизированной характеристики сети

Активизированная характеристика сети — это характеристика участка сети, трансформированная путем вычитания из нее характеристики источника тяги. Таким образом, сложная сеть упрощается исключением из рассмотрения характеристик отдельных источников тяги. Так, при схеме, показанной на рис. 170, а, влияние вентилятора 2 на режим проветривания сети можно учесть, вычтя из характеристики участка AB (рис. 170, б) характеристику вентилятора 2 по абсциссам; полученная активизированная характеристика $A'B'$ является уже характеристикой сети, на которую работает только вентилятор 1. Координаты точки B определяют режим работы первого вентилятора. Но, так как депрессии вентиляторов 1 и 2 в точке их присоединения равны, то, проведя через точку B линию равной депрессии, можно определить общий дебит, выраженный

абсциссой KL , и дебит первого вентилятора, определяемый абсциссой KP . Это очевидно из принятого построения: $BK + PK = KL$ или $Q_1 + Q_2 = Q_{\text{общ}}$.

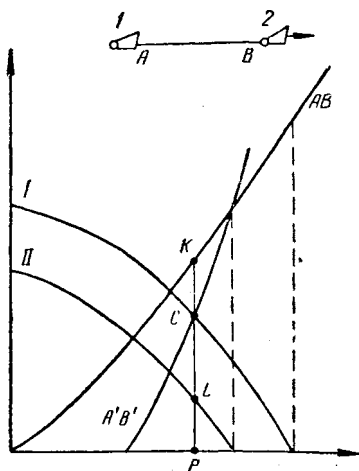


Рис. 171. Построение активизированной характеристики сети при последовательной работе вентиляторов

Если вентиляторы были включены последовательно (рис. 171), то активизированная характеристика строится вычитанием из характеристики сети (кривая AB) характеристики второго вентилятора (кривая II) по ординатам. Координаты точки C пересечения полученной таким образом активизированной характеристики $A'B'$ с характеристикой первого вентилятора определяют режим его работы. Ордината PK выразит общую потерю депрессии в сети, а ее отрезок $KC = LP$ — депрессию, развиваемую вентилятором 2.

Метод активизированной характеристики удобен для решения задачи об устойчивости работы вентилятора, так как позволяет выполнить построение характеристики сети,

отнесенной к данному вентилятору в пункте его включения.

3. Прочие методы

При решении отдельных конкретных задач используют не только метод активизированных или суммарных характеристик, но и комбинацию их или иные методы, в которых соблюдаются те же общие принципы графических построений, что и в описанных выше методах, но техника построений иная. В качестве примера можно привести решение задачи на совместную параллельно-последовательную работу вентиляторов путем построения кривой условных дебитов. За основное исходное положение для этих схем принято то, что каждому заданному режиму работы главного вентилятора соответствует вполне определенное соотношение депрессии — в параллельном разветвлении и на общем участке сети.

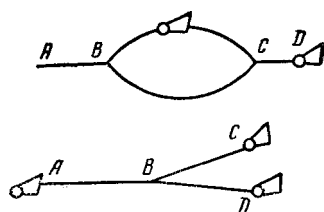


Рис. 172. Схема комбинированной работы вентиляторов

Поэтому, если имеется система (рис. 172), включающая несколько вентиляторов и состоящая из общего для вентиляторов участка и параллельного разветвления, то для определения

режима проветривания сети достаточно построить кривую условных дебитов в координатах $h-Q$, принимая за Q общий дебит параллельного разветвления, а за h — депрессию на общем участке, при том режиме работы главного вентилятора, который создает в параллельном разветвлении депрессии, обеспечивающие принятый в нем дебит. Координаты точки пересечения кривой «условных дебитов» с характеристикой общего участка сети определяют режим проветривания последнего.

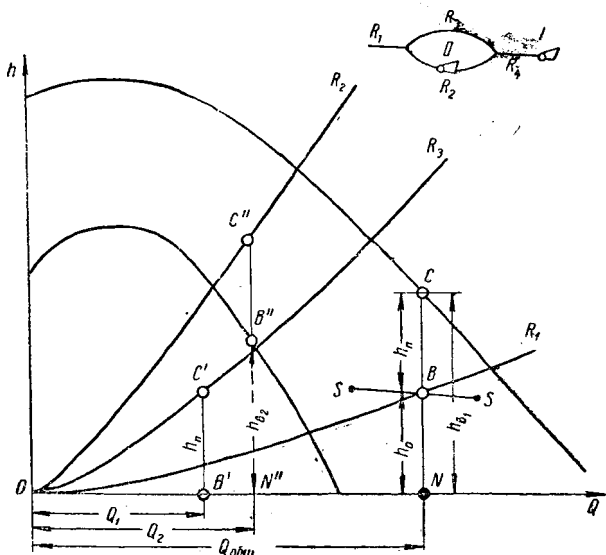


Рис. 173. Определение режима совместной работы главного и вспомогательного вентиляторов при установке последнего под землей

Эти положения очевидны из анализа, приведенного на рис. 173 решения задачи на определение режима проветривания сети при совместной работе главного и вспомогательного вентиляторов.

Вентилятор *I* обеспечивает в сети дебит $Q_{общ}$ (ордината ON) при депрессии h_{B1} (ордината NC). Эта депрессия складывается из депрессий: параллельного разветвления h_n и общего участка сети h_0 . Депрессия h_n обеспечивает в ветви R_3 дебит Q_1 (абсцисса OB'), а в ветви R_2 дебит Q_2 (абсцисса ON''), при условии, что вентилятор *II* развивает в этой ветви дополнительно депрессию h_{B2} и общая депрессия ветви R_2 равна $h_{B2} + h_n$. Таким образом, при правильном решении

$$OB' + ON'' = ON \text{ и } B'C' = B''C'' = BC.$$

Очевидно, если взять значение $h_n' < h_n$, то абсцисса ON увеличится, а абсциссы OB' и ON'' уменьшатся и мы получим

$Q_1' + Q_2' < Q_{\text{общ}}$. При этом окажется также, что депрессия общего участка h_0' также будет больше действительной h_0 . Наоборот, если взять $h_n'' > h_n$, то при $h_0'' < h_0$ получим $Q_1'' + Q_2'' > Q_{\text{общ}}$. Следовательно, если бы положение точки B и значение h_n в данном случае известны не были, то задаваясь произвольными значениями h_n и определяя по ним Q_1 , Q_2 и h_0 ,

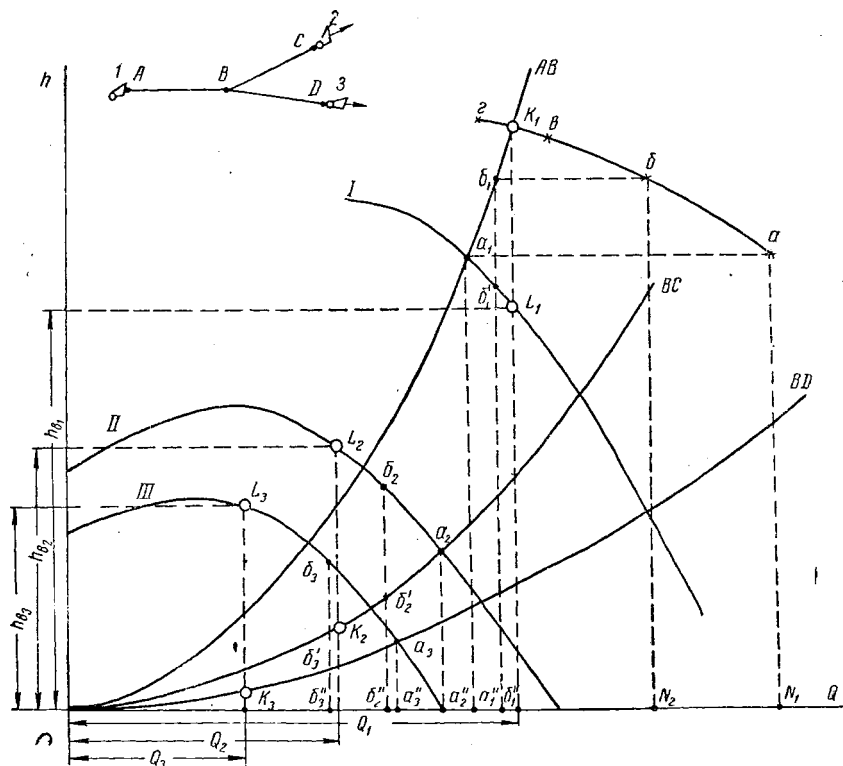


Рис. 174. Определение режима совместной работы главного и вспомогательных вентиляторов при установке их на поверхности

по сопряженным значениям $Q_1 + Q_2$ и h_0 нетрудно было бы построить кривую ss , пересекающуюся с кривой R_1 в точке B .

На рис. 174 приведен пример определения изложенным способом режима проветривания сети при нагнетательно-всасывающем проветривании.

Пример. Даны (рис. 174) характеристики участков сети (кривые AB , BC , BD) и вентиляторов 1, 2, 3 (кривые I , II , III). Требуется найти режимы проветривания сети и работы вентиляторов.

Решение. Порядок решения при этом следующий:

1) полагая, что депрессия каждого из вентиляторов пол-

ностью расходуется на преодоление сопротивления в прилегающей к нему ветви (т. е. до пункта B), можно считать, что дебиты вентиляторов определяются: первого — абсциссой Oa_1'' , второго — абсциссой Oa_2'' , третьего — абсциссой Oa_3'' и, наконец, суммарный дебит воздуха в параллельном разветвлении абсциссой $ON_1 = Oa_3''' + Oa_2''$. По ординате $a_1''a_1$ и абсциссе ON_1 наносят точку a ;

2) поскольку оказалось $Q_1 + Q_2 > Q_{0\text{шн}}$, то очевидно, что фланговые вентиляторы будут помогать главному и часть их напора будет теряться на участке AB ;

3) задаваясь депрессией фланговых вентиляторов на общем участке, равной $b_2b_2' = b_3b_3' = b_1b_1'$, находят режимы работы всех трех вентиляторов, вмещая указанные отрезки ординаты между характеристиками вентилятора и сети, как это показано на рис. 173. По суммарному дебиту фланговых вентиляторов (абсцисса ON_2) и ординате $b_1''b_1$ наносят точку b . Аналогично находят точки $в$ и $г$. Точка K_1 пересечения кривой $abвг$ с характеристикой участка AB определит режим проветривания последнего.

Приведенные задачи являются одними из наиболее сложных и встречаются не часто. Обычно дебит воздуха, характеристики сети и желаемое распределение депрессии в системе бывают заданы и требуется найти нужные режимы всех или некоторых вентиляторов. Такая задача решается проще. Допустим при схеме, представленной на рис. 174, заданы характеристики элементов сети, характеристики фланговых вентиляторов и их дебиты Q_2 и Q_3 . Требуется определить режим работы главного вентилятора. Очевидно, что тогда дебит нашелся бы как сумма дебитов фланговых вентиляторов, депрессия на общем участке определилась бы по общему дебиту. Депрессия, теряемая фланговыми вентиляторами в общем участке сети, определилась бы как разность между депрессией флангового вентилятора и депрессией его индивидуального участка. Необходимая депрессия главного вентилятора определилась бы как разность между депрессией общего участка и депрессией, создаваемой в нем фланговыми вентиляторами.

§ 45. ГРАФО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАСЧЕТА

Некоторые вентиляционные задачи допускают приложение определенных систем алгебраических уравнений, но решение последних приходится производить графически. К таким задачам относится, например, нахождение распределения воздуха: 1) в простом диагональном соединении; 2) в открытом параллельном соединении при разнящихся между собой депрессиях параллельных ветвей.

1. Определение режима проветривания открытого параллельного соединения

В схеме проветривания, приведенной на рис. 175, а, даны сопротивления участков сети AB , BC , BD , равные соответственно R_{AB} , R_{BC} , R_{BD} , и депрессии по направлениям ABC и ABD , соответственно равные h_{AC} и h_{AD} . Требуется определить режим проветривания сети.

Для представленной схемы очевидны равенства:

$$Q_{AB} = Q_{BC} + Q_{BD}; \quad (194)$$

$$h_{AC} = h_{AB} + h_{BC}; \quad (195)$$

$$h_{AD} = h_{AB} + h_{BD}. \quad (196)$$

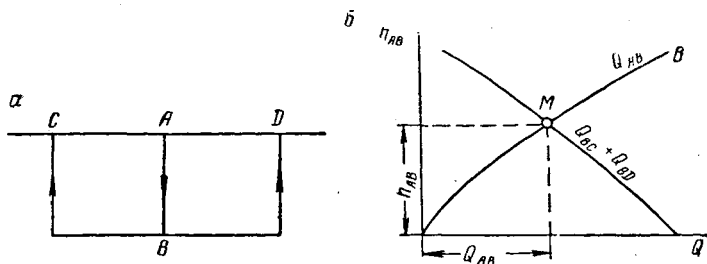


Рис. 175. Схема открытого параллельного соединения и определение режима его проветривания

Заменяя входящие в равенство (194) величины по формуле

$$Q = K\sqrt{h},$$

где $K = \frac{1}{\sqrt{R}}$ — пропускная способность шахты, а также, используя соотношения (195) и (196), получаем

$$K_{AB}\sqrt{h_{AB}} = K_{BC}\sqrt{h_{AC} - h_{AB}} + K_{BD}\sqrt{h_{AD} - h_{AB}}. \quad (197)$$

Равенство (197) может быть принято как расчетное. В нем неизвестна только величина h_{AB} , но последнюю не трудно найти, если, задаваясь рядом последовательных значений этой величины, построить в координатах h_{AB} — Q кривые (см. рис. 175, б) соответствующих этим условиям изменений значений правой и левой частей уравнения (197). Точка M пересечения кривых Q_{AB} и $(Q_{BC} + Q_{BD})$ определит истинные значения Q_{AB} и h_{AB} . Зная последние, нетрудно определить режим проветривания в остальных элементах системы из того же уравнения (197):

$$Q_{BC} = K_{BC}\sqrt{h_{AC} - h_{AB}};$$

$$Q_{BD} = K_{BD}\sqrt{h_{AD} - h_{AB}}.$$

Уравнение (197) может быть использовано также и для определения направления воздуха в сети и момента опрокидывания струи при изменении депрессии по одному из направлений. Так, при данной схеме в пределе, когда движение воздуха в ветви BC прекратится (прежде, чем изменится на обратное), будем иметь $h_{BC} = h_{AB}$. С учетом этого условия уравнение (197) примет вид

$$K_{AB} \sqrt{h_{AB}} = K_{BD} \sqrt{h_{AD} - h_{AB}}. \quad (198)$$

Если при этом окажется, что левая часть уравнения больше, чем правая то значит $h_{AB} < h_{BC}$ и опрокидывания струи не произойдет, и наоборот, если правая часть больше левой, то

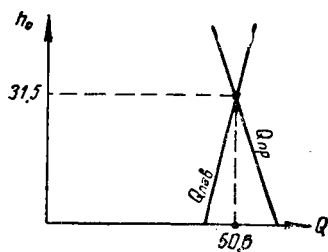


Рис. 176. Определение режима проветривания параллельного разветвления

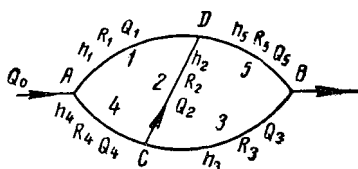


Рис. 177. Схема простого диагонального соединения

$h_{AB} > h_{BC}$ и воздух в ветви BC будет двигаться от точки C к точке B . Соответственно этому нужно будет изменить и схему, и расчетное уравнение.

Пример. При схеме, представленной на рис. 175, а, дано $h_{ABC} = h_1 = 40$ мм вод. ст.; $h_{ABD} = h_2 = 78$ мм вод. ст.; $K_{BC} = 6,33$ ($R = 25 \mu$); $K_{BD} = 4,71$ ($R = 45 \mu$); $h_{AB} = 9,05$ ($R = 12,5 \mu$) (исходные значения взяты из книги „Рудничная вентиляция“ В. Б. Комарова и Д. В. Борисова. ГОНТИ, НКТИ, 1938).

Определить режим проветривания.

Решение. По уравнению (197)

$$9,025 \sqrt{h_0} = 6,33 \cdot \sqrt{40 - h_0} + 4,71 \cdot \sqrt{78 - h_0}.$$

Принимая h_0 последовательно равным 25, 30 и 35 мм вод. ст., получим соответствующие им значения:

$$Q_{\text{лев}} = 45,1; \quad 49,4; \quad 53,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

$$Q_{\text{прав}} = 58,8; \quad 52,6; \quad 45,9 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Наносим данные на график в координатах $h - Q$ (рис. 176). Кривые пересекаются при $h_0 = 31,5$ мм вод. ст. и $Q =$

$= 50,6 \text{ м}^3/\text{сек.}$ Проверяем полученные значения h_0 и Q_0 подстановкой их в исходные уравнения и находим дополнительно значения

$$q_1 = 18,45 \text{ м}^3/\text{сек} \text{ и } q_2 = 32,10 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Очевидно, что количество параллельных ветвей, расходящихся из одной точки, при решении задачи по данному методу принципиальной роли не играет, метод решения при этом не меняется.

Изложенным методом можно анализировать также и схемы типа, представленной на рис. 184.

2. Расчет простого диагонального соединения

Для диагонального соединения (рис. 177)

$$h_1 = h_4 + h_2; \quad (199)$$

$$h_3 = h_5 + h_2; \quad (200)$$

$$Q_{\text{общ}} = Q_1 + Q_2 + Q_3, \quad (201)$$

где h и Q — депрессии и количества воздуха в соответствующих участках.

Заменяя в равенствах (199) — (201) h через RQ^2 и принимая $\frac{Q_1}{Q_2} = x$, а $\frac{Q_3}{Q_2} = y$, нетрудно получить следующие равенства:

$$x = \sqrt{\frac{R_4(y+1)^2 + R_2}{R_1}}; \quad (202)$$

$$y = \sqrt{\frac{R_5(x+1)^2 + R_2}{R_3}}; \quad (203)$$

$$Q_2 = \frac{Q_{\text{общ}}}{1 + x + y}. \quad (204)$$

Совместное аналитическое решение этих уравнений затруднительно. Поэтому прибегают к графическому их решению. Из уравнения (202), задаваясь рядом произвольных последовательных значений y , находят ряд значений x . Аналогично из уравнения (203), задаваясь рядом произвольных значений x , находят ряд значений y . В координатах x — y по полученным их значениям строят кривые, соответствующие уравнениям (202) и (203). Точка пересечения кривых дает истинные значения x и y , одновременно удовлетворяющие обоим равенствам (202) и (203). Зная x и y , нетрудно найти значения Q по отдельным ветвям соединения.

Пример (из книги М. М. Протодряконова «Проветривание рудников»).

Применительно к схеме (рис. 177) дано: общее количество воздуха, поступающего в систему, $Q_0 = 20 \text{ м}^3/\text{сек}$, сопротивления

ветвей: $R_1 = 481 \mu$; $R_2 = 721 \mu$; $R_3 = 337 \mu$; $R_4 = 12 \mu$; $R_5 = 51 \mu$.
Найти распределение воздуха в сети, депрессию и сопротивление соединения.

Решение. По уравнению (203) находим:

x	0	1	2	3
y	1,51	1,66	1,87	2,14

По уравнению (202):

y	0	1	2	3
x	1,23	1,26	1,31	1,39

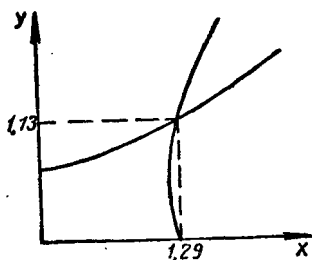


Рис. 178. Графическое решение системы уравнений (202) и (203) к примеру расчета диагонального соединения

Согласно графику, представленному на рис. 178, кривые, построенные по найденным значениям x и y , пересекаются при $x = 1,29$, $y = 1,73$.

Следовательно:

$$Q_2 = \frac{20}{1,29 + 1,73 + 1} = 4,99 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_1 = 6,43 \text{ м}^3/\text{сек}; \quad Q_3 = 8,62 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$h_{\text{общ}} = 26,4 \text{ мм вод. ст.}; \quad R_{\text{общ}} = 66 \mu.$$

§ 46. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАСЧЕТА

Аналитическое решение задач на определение вентиляционных режимов представляет значительную сложность. Расчетные уравнения, дающие сразу однозначное решение, имеются только для простейших случаев, например для нахождения дебита воздуха в одной из ветвей параллельного соединения, при известных сопротивлениях ветвей и общем количестве воздуха и при равенстве депрессий этих ветвей.

При решении более сложных задач приходится прибегать к решениям систем уравнений и к применению различных методов приближенных решений.

Ниже излагаются основные методы аналитических решений.

1. Метод последовательных приближений

Основная идея [112] этого метода состоит в том, что если имеется какое-то приближенное распределение воздуха в сети, для которой известно сопротивление ее элементов и общая депрессия, то это решение можно постепенно уточнить, пользуясь

специальным методом. Теоретически этот метод основывается на следующих положениях. Если в сети abc (рис. 179) движется воздух, то при квадратичном законе сопротивления действительно уравнение

$$P = RQ_a^2,$$

где Q_a — действительное количество воздуха, проходящее по участку abc ;

P — давление, теряемое на участке abc , равное разности давлений между пунктами a и c .

Если задаться каким-то произвольным значением Q , близким к действительному и разнящимся от действительного на величину ΔQ ($Q_a = Q + \Delta Q$), то тогда можно написать

$$\begin{aligned} P &= R(Q + \Delta Q)^2 = \\ &= RQ^2 + 2RQ\Delta Q + R\Delta Q^2, \end{aligned}$$

откуда, отбрасывая ΔQ^2 как малую величину, легко найти значение допущенной ошибки ΔQ :

$$\Delta Q = -\frac{RQ^2 - P}{2RQ}. \quad (205)$$

Рис. 179. Схема к методу последовательных приближений

Вводя обозначение $RQ^2 - P = f$ и полагая, что отдельно взятый замкнутый контур входит в сложную сеть, можно написать

$$\Delta Q = \frac{-f}{2 \sum RQ} \quad (205')$$

или в общем случае

$$\Delta Q = \frac{-f}{n \sum RQ^{n-1}},$$

где f — разность между алгебраической суммой падений давления по замкнутому контуру ($\sum RQ^2$ или $\sum RQ^n$) и создаваемым в данном контуре давлением P ;

$\sum RQ$ (или $\sum RQ^{n-1}$) — сумма произведений R и Q по отдельным ветвям, входящим в контур, взятая без учета направления потока.

При расчете принимается направление потока по часовой стрелке положительным, против часовой стрелки — отрицательным. Общий порядок решения задачи с использованием высказанных положений сводится к следующему:

1) сеть, например представленная на рис. 180, a , трансформируется в замкнутую, как это показано на рис. 180, b ;

2) выбирается необходимое число расчетных контуров так, чтобы каждая из ветвей (например, ADC) входила в один из

контуров. Количество контуров M можно определять из формулы

$$M = B - I + 1, \quad (206)$$

где I — число узлов, где сходятся три и более ветвей;

B — число ветвей (выработок), не имеющих отъездов;

3) по каждому из намеченных для расчета контуров подсчитываются значения $j, 2\sum RQ$. При этом если в данном замкнутом контуре источников тяги нет, то при подсчете величины j значение P принимается равным нулю. Величины P и R должны быть заданы, а первоначальные значения Q принимаются на основе предварительных расчетов и соображений, но с неперменным соблюдением того положения, что количество воздуха, поступающего в данный узел, равно количеству воздуха, уходящего из узла;

4) подсчитывают для каждого контура поправку для Q по уравнению (205') и прибавляют ее со своим знаком к каждому из потоков контура;

5) получив для каждого контура уточненные значения Q по ветвям, вновь производят определение поправки ΔQ по уравнению (205').

Подсчет и внесение поправок производят до получения желаемой точности схождения двух смежных подсчетов.

Пример. Дано: схема сети, представленная на рис. 180, а; депрессия, создаваемая вентилятором № 1, установленным в пункте F , $h_1 = 120$ мм вод. ст.; депрессия, создаваемая вентилятором № 2, установленным в пункте B , $h_2 = 31$ мм вод. ст., сопротивление участков $GA + CF = R_1 = 0,012$ км; $ABC - R_2 = 0,044$ км; $ADC - R_3 = 0,100$ км.

Требуется определить методом последовательных приближений общее количество воздуха, проходящего в соединении, и его распределение.

Решение. 1) данная схема сети (рис. 180, а) трансформируется в замкнутую сеть (рис. 180, б);

2) предполагая в первом приближении, что работает только вентилятор I , находим общее сопротивление участка параллельного разветвления $ABC - ADC = R_n$:

$$\frac{1}{\sqrt{R_n}} = \frac{1}{\sqrt{0,044}} + \frac{1}{\sqrt{0,100}} = 7,93; \quad R_n = 0,0159 \text{ км.}$$

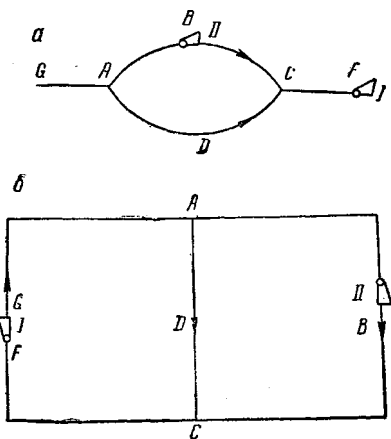


Рис. 180. Схема к примеру расчета сети методом последовательных приближений

Общее сопротивление R_0 всей системы тогда будет

$$R_0 = 0,0159 \text{ кр} + 0,012 \text{ кр} = 0,0279 \text{ кр}.$$

Количество воздуха Q_1 , проходящего через сеть при работе одного главного вентилятора, составит

$$Q_1 = V \sqrt{\frac{h}{R}} = V \sqrt{\frac{120}{0,0279}} = 65,7 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Распределение воздуха в ветвях ABC и ADC будет:

$$Q_{ABC} = \frac{65,7}{\sqrt{\frac{0,044}{0,100} + 1}} = 39,5 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{ADC} = \frac{65,7}{\sqrt{\frac{0,100}{0,044} + 1}} = 26,2 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Принимая полученное распределение воздуха за исходное, вычисляем поправки по замкнутым контурам, считая направление воздуха по часовой стрелке положительным и против часовой стрелки — отрицательным.

Поправка для контура $ABCD$:

$$f = 0,044 \cdot 39,5^2 - 0,100 \cdot 26,2^2 - 31 = -31 \text{ мм вод. ст.};$$

$$2 \sum RQ = 2(0,044 \cdot 39,5 + 0,100 \cdot 26,2) = 8,72;$$

$$\Delta Q = -\frac{(-31)}{8,72} = 3,55 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Поправка для контура $ADCFGA$

$$f = 0,100 \cdot 26,2^2 + 0,012 \cdot 65,7^2 - 120 = 0.$$

Внося поправки, получим

$$Q_{ABC} = 39,5 + 3,55 = 43,05 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{ADC} = 26,2 - 3,55 = 22,65 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{CFA} = 65,70 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Пользуясь новыми значениями Q , производим дальнейшие расчеты аналогичным образом. Результаты расчетов представлены в табл. 39.

Очевидно, что метод последовательных приближений можно применять также при решении задач на естественное распределение воздуха в сложных замкнутых контурах, когда задана не депрессия, а общее количество воздуха, проходящего через соединение.

Последовательность расчета	Количество воздуха		
	Q_{ABC}	Q_{ADC}	Q_{CFA}
Исходные значения	39,5	26,2	65,70
Первое уточнение	43,05	22,65	65,70
Второе "	43,17	23,37	68,54
Третье "	44,69	23,75	68,44
Четвертое "	44,64	24,96	69,60
Пятое "	45,28	24,26	69,54

Рассмотренные выше примеры использования метода последовательных приближений относятся к случаю, когда депрессия сети постоянна или изменяется столь незначительно, что это можно не учитывать.

В тех случаях, когда желают учесть изменение депрессии вентилятора с изменением количества воздуха в системе, расчет коррекционных потоков (поправок) производит по формуле

$$\Delta Q = \frac{\sum RQ - P}{2 \sum RQ - a_1}, \quad (207)$$

где $a_1 = \frac{\Delta h}{\Delta Q}$, $\frac{\text{мм вод. ст}}{\text{м}^3/\text{сек}}$ — наклон характеристики вентилятора в точке, определяемой значением Q .

При взятии a_1 надо учитывать его знак по характеристике. Для правой ветви характеристики a_1 имеет знак минус, так как с увеличением Q депрессии уменьшаются.

Значения P и a_1 изменяются в зависимости от Q .

2. Метод эквивалентной депрессии

В параллельном соединении воздух распределяется пропорционально сопротивлениям ветвей только в том случае, когда в этих ветвях нет источников тяги и когда, следовательно, депрессии ветвей равны между собой. В иных случаях, например при установке вспомогательного вентилятора в одной из параллельных ветвей, приходится прибегать к специальным методам расчета. Одним из таких методов является метод эквивалентной депрессии.

Сущность метода состоит в том, что действия различных по величине депрессий отдельных параллельных ветвей заменяются действием одной, общей для всех ветвей депрессии, при распределении воздуха в сети пропорционально сопротивлениям ветвей. Так, при схеме сети, представленной на рис. 181, пропускные способности элементов сети AB , BC и BD известны и равны соответственно K_{AB} , K_{BC} , K_{BD} . Депрессии по направле-

ниям ABD и ABC различны и равны соответственно h_1 и h_2 . Очевидно, что

$$h_1 = h_{AB} + h_{BD} \quad (208)$$

и

$$h_2 = h_{AB} + h_{BC}. \quad (209)$$

Вследствие этого распределение общего дебита воздуха между участками BC и BD будет уже не пропорционально их сопротивлениям или их пропускным способностям, так как $h_{BC} \neq h_{BD}$.

Замену этих разнящихся между собой депрессий h_1 и h_2 одной эквивалентной им по общему дебиту воздуха депрессией h_3 при естественном распределении воздуха можно произвести исходя из следующих соображений. Очевидно, что

$$Q_{AB} = Q_{BD} + Q_{BC}. \quad (210)$$

Выражая Q через K и h ($Q = K\sqrt{h}$), получаем

$$\begin{aligned} K_{AB} \sqrt{h_{AB}} &= \\ &= K_{BD} \sqrt{h_{BD}} + K_{BC} \sqrt{h_{BC}} \end{aligned} \quad (211)$$

Рис. 181. Схема к методу эквивалентной депрессии

или с учетом равенств (208) и (209)

$$K_{AB} \sqrt{h_{AB}} = K_{BD} \sqrt{h_1 - h_{AB}} + K_{BC} \sqrt{h_2 - h_{AB}}. \quad (212)$$

С другой стороны, если полагать, что при какой-то общей для всего соединения депрессии h_3 обеспечивается тот же дебит, но при естественном распределении воздуха в ветвях BD и BC , то можно написать

$$\begin{aligned} K_{AB} \sqrt{h_{AB}} &= K_{BD} \sqrt{h_1 - h_{AB}} + K_{BC} \sqrt{h_2 - h_{AB}} = \\ &= (K_{BD} + K_{BC}) \sqrt{h_3 - h_{AB}}, \end{aligned} \quad (213)$$

откуда

$$h_3 = \left(\frac{K_{BD} \sqrt{h_1 - h_{AB}} + K_{BC} \sqrt{h_2 - h_{AB}}}{K_{BD} + K_{BC}} \right)^2 + h_{AB} \quad (214)$$

или в общем виде

$$h_3 = \left(\frac{\sum_{i=1}^{i=n} K_i \sqrt{h_i - h_0}}{\sum_{i=1}^{i=n} K_i} \right)^2 + h_0. \quad (215)$$

При известном значении h_3 общий дебит сети находится из уравнения

$$Q_{AB} = Q_0 = K_0 \sqrt{h_3}. \quad (216)$$

где K_0 — общая пропускная способность всего соединения, которую нетрудно найти по известным формулам последовательного и параллельного соединений.

Так как в уравнении (215) два неизвестных h_3 и h_0 , то решение приходится выполнять путем последовательных приближений, используя в качестве дополнительного уравнение

$$h_0 = h_{AB} = \left(\frac{Q_{AB}}{K_{AB}} \right)^2. \quad (217)$$

Порядок решения следующий. Задаваясь приближенным значением h_0 , по уравнению (215) находят соответствующее приближенное значение h_3 и по уравнению (216) значение Q_0 . Соответственно последнему находят более точное значение h_0 из уравнения (217). Подставляя вновь найденное значение h_0 в уравнение (215), уточняют значение h_3 .

Затем цикл расчета повторяется вновь. Такое повторение производят до тех пор, пока два смежных подсчитанных значения не будут достаточно близки между собой. Такая сходимость достигается обычно после одного-двух циклов расчета.

При известной депрессии на общем участке h_0 найти общий дебит воздуха в сети и его распределение не представляет затруднений, так как, например, для данного случая

$$Q_{AB} = K_{AB} \sqrt{h_{AB}}; \quad Q_{BD} = K_{BD} \sqrt{h_1 + h_{AB}};$$

$$Q_{BC} = K_{BC} \sqrt{h_2 - h_{AB}}.$$

В тех случаях, когда направление движения воздуха в ветвях неизвестно, оно может быть уточнено в процессе расчета, как это показано ниже на конкретном примере.

Если общий участок выражен не одной, а двумя или более ветвями с разными депрессиями, то к расчету принимается «условная пропускная способность», которая определяется (см. ниже пример) по формуле

$$K_y = \frac{\sum Q_y}{\sqrt{h_y}}, \quad (218)$$

где $\sum Q_y$ — количество воздуха в ветвях при разнящихся депрессиях ветвей;

h_y — депрессия одной из ветвей, условно принимаемая за общую для всех ветвей депрессию.

Если точек схождения струй не одна, а две, то задача решается путем последовательного приведения такой системы к системе с одной точкой схождения струй (см. ниже примеры).

Пример 1. Для условий предыдущего примера определить режим проветривания сети методом эквивалентной депрессии.

Решение. Трансформируем схему сети (рис. 180, а), так как это представлено на рис. 182. Пропускные способности элементов сети по условию составляют

$$K_{AC'} = 4,77; \quad K_{AC} = 9,12; \quad K_{AC''} = 3,16.$$

Депрессии вентиляторов равны:

$$h_I = 120 \text{ мм вод. ст.};$$

$$h_{II} = 31 \text{ мм вод. ст.}$$

Таким образом, по направлению CAC' депрессия составляет 151 мм вод. ст., а по направлению CAC'' — 120 мм вод. ст.

Из формулы (215) при $h_{AC} = 0$ имеем

$$h_3 = \left(\frac{4,77 \sqrt{151} + 3,16 \sqrt{120}}{4,77 + 3,16} \right)^2 = 11,77^2.$$

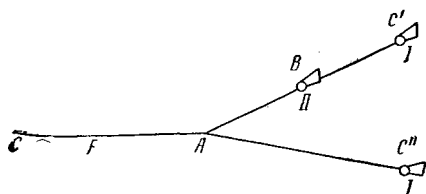


Рис. 182. Схема к примеру 1 расчета сети методом эквивалентной депрессии

Общая пропускная способность определяется по данным пропускным способностям элементов сети с помощью известных формул параллельного и последовательного соединения:

$$K_0 = \frac{(4,77 + 3,16) \cdot 9,12}{\sqrt{(4,77 + 3,16)^2 + 9,12^2}} = 5,98.$$

Количество воздуха, проходящего через соединение, согласно (216) будет

$$Q_{AC} = 5,98 \sqrt{11,77^2} = 70,4 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Тогда по уравнению (217)

$$h_{AC} = \left(\frac{Q_{AC}}{K_{AC}} \right)^2 = 59,5 \text{ мм вод. ст.}$$

Уточняем значение h_3 по уравнению (215):

$$h_3 = \left(\frac{4,77 \sqrt{151 - 59,5} + 3,16 \sqrt{120 - 59,5}}{4,77 + 3,16} \right)^2 + 59,5 = 138 \text{ мм вод. ст.}$$

Уточняем значение Q_{AC} при новом значении h_3 :

$$Q_{AC} = 5,98 \sqrt{138} = 70,3 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Проверяем значение h_{AC} при новом значении Q_{AC} :

$$h_{AC} = \left(\frac{70,3}{9,12} \right)^2 = 59,2 \text{ мм вод. ст.}$$

Считая полученное значение h_{CA} достаточно близким к предыдущему, дальнейшего уточнения не производим и окончательно определяем

$$Q_{AC'} = 4,77 \sqrt{151 - 59,2} = 45,66 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{AC''} = 70,3 - 45,65 = 24,65 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Пример 2. Дана схема сети (рис. 183, а), причем депрессии и пропускные способности равны:

$K_{BC} = 1$	$K_{BG} = 2$	$h_{AD} = 25 \text{ мм вод. ст.}$
$K_{BD} = 3$	$K_{AB} = 5$	$h_{AF} = 16 \text{ " " "}$
$K_{BF} = 4$	$h_{AC} = 36 \text{ мм вод. ст.}$	$h_{AG} = 9 \text{ " " "}$

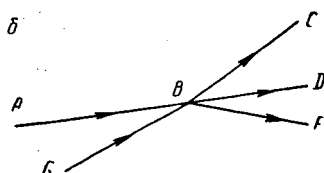
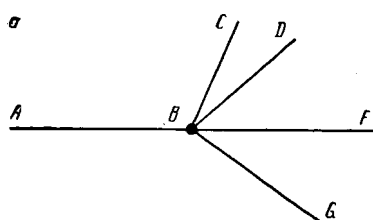


Рис. 183. Схема к примеру 2 расчета сети методом эквивалентной депрессии

Давление в точке А больше, чем в точках С, D, F, G. Установить направление движения, количество и распределение воздуха в сети.

Решение. Положим, что воздух движется от А к В и от пункта В к пунктам С, D, F, G. Возьмем за исходное такое положение, при котором $h_{AB} = h_{AG} = 9 \text{ мм вод. ст.}$ Тогда для рассматриваемых параллельных ветвей согласно (215) получим:

$$h_9 = \left(\frac{1 \sqrt{36 - 9} + 3 \sqrt{25 - 9} + 4 \sqrt{16 - 9} + 2 \sqrt{9 - 9}}{1 + 3 + 4 + 2} \right)^2 + 9 =$$

$$= 16,75 \text{ мм вод. ст.};$$

$$K_{\text{общ}} = \frac{5(1 + 3 + 4 + 2)}{\sqrt{5^2 + (1 + 3 + 4 + 2)^2}} = 4,47;$$

$$Q_{\text{общ}} = 4,47 \sqrt{16,75} = 18,3 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$h_{AB} = (18,3 : 5)^2 = 13,5 \text{ мм вод. ст.}$$

Так как оказалось, что $h_{AB} > 9 \text{ мм вод. ст.}$, то движение воздуха в ветви ВG должно быть от точки G к точке В и схема примет вид, представленный на рис. 183, б. Таким образом, общим участком параллельных ветвей ВС, BD и BF будут ветви АВ и ВG, имеющие разные депрессии, вследствие чего для дальнейших расчетов общую пропускную способность этих ветвей примем величиной переменной.

При найденном значении $h_{AB} = 13,5$ мм вод. ст. для ветви BG депрессия будет $h_{BG} = (13,5 - 9)$ мм вод. ст.

Определяем общую условную пропускную способность этих ветвей, отнесенную к h_{AB} , т. е.

$$K'_{ABG} = \frac{5\sqrt{13,5} + 2\sqrt{13,5 - 9}}{13,5} = 6,15.$$

С учетом изменения схемы и величины условной пропускной способности K'_{ABG} общая пропускная способность соединения будет

$$K_{\text{общ}} = \frac{6,15(1 + 3 + 4)}{\sqrt{6,15^2 + (1 + 3 + 4)^2}} = 4,88.$$

При новой схеме и $h_{ABC} = 13,5$ мм вод. ст. значение эквивалентной депрессии будет

$$h_3 = \left(\frac{1\sqrt{36 - 13,5} + 3\sqrt{25 - 13,5} + 4\sqrt{16 - 13,5}}{1 + 3 + 4} \right)^2 + 13,5 = 20,55 \text{ мм вод. ст.}$$

Соответственно этому

$$Q_{\text{общ}} = 4,88\sqrt{20,55} = 22,2 \text{ м}^3/\text{сек},$$

откуда

$$h_{ABG} = \left(\frac{22,2}{6,15} \right)^2 = 13,1 \text{ мм вод. ст.}$$

Принимая найденное значение депрессии общего участка параллельных ветвей за окончательное, найдем:

$$Q_{BC} = 1\sqrt{36 - 13,1} = 4,78 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BD} = 3\sqrt{25 - 13,1} = 10,32 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BF} = 4\sqrt{16 - 13,1} = 6,80 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

По входящим струям

$$Q_{AB} = 5\sqrt{13,1} = 18,03 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BC} = 2\sqrt{13,1 - 9} = 4,05 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Сходимость количества воздуха по входящим и исходящим струям достаточна, но она могла бы быть больше, если бы уточнение значения h_3 и K'_{ABG} провести еще раз.

Пример 3. Методом эквивалентной депрессии определить режим проветривания сети, представленной на рис. 184, если даны:

1) депрессии по направлениям:

$$ABCE - h_1 = 16 \text{ мм вод. ст.};$$

$$ABCD - h_2 = 25 \text{ мм вод. ст.}$$

$$ABF - h_3 = 9 \text{ мм вод. ст.};$$

2) пропускные способности ветвей:

$$AB - K_5 = 5; \quad BC - K_4 = 4; \quad BF - K_3 = 3;$$

$$CD - K_2 = 2; \quad CE - K_1 = 1.$$

Решение.

I. Определим приближенное значение $Q_{\text{общ}}$:

а) для пункта C, полагая $h_{AC} = 0$, имеем

$$\sqrt{h_3} = \frac{1\sqrt{16} + 2\sqrt{25}}{1+2} = 4,67;$$

б) для участка BED

$$K = \frac{(1+2) \cdot 4}{\sqrt{(1+2)^2 + 4^2}} = 2,4;$$

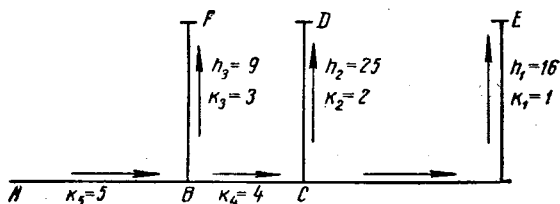


Рис. 184. Схема к примеру 3 расчета сети методом эквивалентной депрессии

в) для пункта B, полагая $h_{AB} = 0$,

$$\sqrt{h_3} = \frac{2,4 \cdot 4,67 + 3\sqrt{9}}{2,4 + 3} = 3,73;$$

г) для всей сети

$$K = \frac{(3 + 2,4) \cdot 5}{\sqrt{(3 + 2,4)^2 + 5^2}} = 3,67;$$

д) $Q_{\text{общ}} = 3,67 \cdot 3,73 = 13,70 \text{ м}^3/\text{сек.}$

II. Уточняем значение $Q_{\text{общ}}$:

а) для участка AB

$$h_{AB} = (13,70 : 5)^2 = 7,51 \text{ мм вод. ст.};$$

б) для участка BF

$$Q_{BF} = 3\sqrt{9 - 7,51} = 3,65 \text{ м}^3/\text{сек.};$$

в) для участка BC

$$Q_{BC} = 13,70 - 3,65 = 10,05 \text{ м}^3/\text{сек.};$$

$$h_{BC} = (10,05 : 4)^2 = 6,30 \text{ мм вод. ст.};$$

г) для участка AC

$$h_{AC} = 7,51 + 6,30 = 13,81 \text{ мм вод. ст.};$$

д) для пункта С

$$h_3 = \left(\frac{1\sqrt{16 - 13,81} + 2\sqrt{25 - 13,81}}{1 + 2} \right)^2 + 13,81 = 21,26 \text{ мм вод. ст.};$$

е) для пункта В

$$h_2 = \left(\frac{2,4\sqrt{21,26 - 7,51} + 3\sqrt{9 - 7,51}}{5,4} \right)^2 + 7,51 = 12,91 \text{ мм вод. ст.};$$

ж) общее количество воздуха будет

$$Q_{\text{общ}} = 3,67 \sqrt{12,91} = 13,2 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

III. Определяем окончательные значения Q_{CE} , Q_{CD} , Q_{BF} :

а) $h_{AB} = (13,2 : 5)^2 = 6,95 \text{ мм вод. ст.};$

б) $Q_{AB} = (Q_{CE} + Q_{CD}) + Q_{BF} = 2,4\sqrt{21,26 - 6,95} + 3\sqrt{9,0 - 6,95} = 9,09 + 4,03 = 13,12 \text{ м}^3/\text{сек};$

в) $h_{BC} = (9,09 : 4)^2 = 5,15 \text{ мм вод. ст.}$

г) $Q_{CE} = 1\sqrt{16 - (6,95 + 5,15)} = 1,98 \text{ м}^3/\text{мин};$

д) $Q_{CD} = 2\sqrt{25 - (6,95 + 5,15)} = 7,19 \text{ м}^3/\text{мин.}$

3. Метод эквивалентных сопротивлений

Для определения распределения воздуха в сетях, схемы которых представлены на рис. 185 (а и б), при заданных сопротивлениях элементов сети и депрессиях вентиляторов удобен метод эквивалентных сопротивлений.

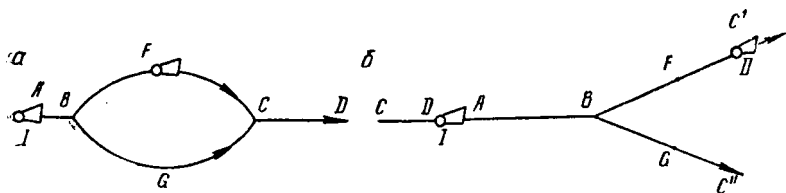


Рис. 185. К методу эквивалентных сопротивлений

Основной принцип этого метода состоит в том, что сопротивления отдельных ветвей параллельного соединения в определенных условиях рассматриваются как переменные величины.

Так, если при схеме сети, представленной на рис. 185, б, депрессия вентилятора I равна h_I , депрессия вентилятора II — h_{II} , сопротивления участков BC — R_{BC} , BC' — $R_{BC'}$, BC'' — $R_{BC''}$, то очевидно, что если $h_{BC''} = h_x$, то $h_{CB} = h_I - h_x$; $h_{BC'} = h_x + h_{II}$.

Депрессия h_{II} должна полностью расходоваться на участке BC' , иначе произойдет оборачивание струи в ветви BC'' .

Очевидно также, что

$$Q_{CB} = Q_{BC''} + Q_{BC'} \quad (219)$$

или, производя замену $Q = \sqrt{h \cdot R}$, из уравнения (219) получим

$$\sqrt{\frac{h_I - h_x}{R_{BC}}} = \sqrt{\frac{h_x}{R_{BC''}}} + \sqrt{\frac{h_x + h_{II}}{R_{BC'}}} \quad (220)$$

После преобразования уравнения (220) получаем

$$h_x = \frac{h_I}{1 + \left(\sqrt{\frac{R_{BC}}{R_{BC''}}} + \sqrt{\frac{R_{BC}(h_x + h_{II})}{R_{BC'} \cdot h_x}} \right)^2} \quad (221)$$

или в общем виде

$$h_x = \frac{h}{1 + \left(\sum_{j=1}^{j=n} \sqrt{\frac{R_0}{R_j}} + \sum_{i=1}^{i=m} \sqrt{\frac{R_0(h_x + h_i)}{R_i h_x}} \right)^2} \quad (222)$$

Здесь h_x — депрессия, затрачиваемая главным вентилятором в параллельном соединении;

h — депрессия главного вентилятора;

h_i — депрессия вспомогательного вентилятора;

R_0 — сопротивление общего участка сети;

R_i — сопротивление ветви, в которой имеется вспомогательный вентилятор;

R_j — сопротивление ветви, в которой нет вспомогательного вентилятора;

n — число параллельных ветвей без вспомогательных вентиляторов;

m — число параллельных ветвей, в которых имеются вспомогательные вентиляторы.

Нахождение значения h_x по уравнению (222) производится методом последовательного приближения. Принимая в числителе правой части условно $h_i = 0$, находим приближенное значение h_x . Подставляя найденное значение h_x в уравнение (222), вновь получаем новое, более точное значение h_x , и так далее — до получения достаточно близких друг к другу последовательных значений h_x .

Пример. Дана схема сети (рис. 186). Депрессии вентиляторов: $h_I = 120$ мм вод. ст., $h_{II} = 30$ мм вод. ст., $h_{III} = 40$ мм вод. ст.

Сопротивления элементов сети в мюрах: $m_{AB} = 12$ м, $m_{BC_1} = 144$ м, $m_{BC_2} = 132$ м, $m_{BC_3} = 180$ м, $m_{BC_4} = 80$ м. Требуется определить методом эквивалентных сопротивлений общий дебит и распределение воздуха в сети.

Решение. Принимая условно $h_{II} = h_{III} = 0$ и подставляя в формулу (221) известные величины, получаем

$$h_x' = \frac{120}{1 + \left(\sqrt{\frac{12}{144}} + \sqrt{\frac{12}{132}} + \sqrt{\frac{12}{180}} + \sqrt{\frac{12}{80}} \right)^2} = 47,7 \text{ мм вод. ст.}$$

Повторяем вычисление по формуле (12) с учетом данных значений h_{II} и h_{III} и приближенного, явно преувеличенного, значения h_x' :

$$h_x'' = \frac{120}{1 + \left(\sqrt{\frac{12(47,7 + 30)}{144 \cdot 47,7}} + \sqrt{\frac{12}{132}} + \sqrt{\frac{12(47,7 + 40)}{180 \cdot 47,7}} + \sqrt{\frac{12}{80}} \right)^2} = 40,5 \text{ мм вод. ст.}$$

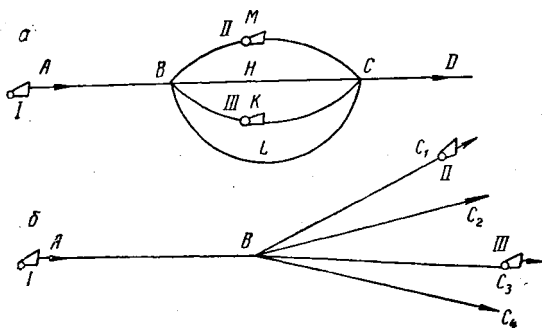


Рис. 186. Схема к примеру расчета сети методом эквивалентных сопротивлений

Вновь производим уточнение при найденном значении h_x'' :

$$h_x''' = \frac{120}{1 + \left(\sqrt{\frac{12(40,5 + 30)}{144 \cdot 40,5}} + \sqrt{\frac{12}{132}} + \sqrt{\frac{12(40,5 + 40)}{180 \cdot 40,5}} + \sqrt{\frac{12}{80}} \right)^2} = 39,4 \text{ мм вод. ст.}$$

Разница между h_x''' и h_x'' невелика. Считая уточнение достаточным, определяем Q :

$$Q_{BC_1} = \sqrt{\frac{(39,4 + 30) \cdot 1000}{144}} = 22 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BC_2} = \sqrt{\frac{39,4 \cdot 1000}{132}} = 17,3 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BC_3} = \sqrt{\frac{(39,4 + 40) \cdot 1000}{180}} = 21 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{BC_4} = \sqrt{\frac{39,4 \cdot 1000}{80}} = 22,2 \text{ м}^2/\text{сек.}$$

В целом по параллельному соединению:

$$\sum Q = 85,5 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$Q_{AB} = \sqrt{\frac{(120 - 39,4) \cdot 1000}{12}} = 82 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Расхождение между $Q_{\text{общ}}$ и $\sum Q$ — в пределах точности подсчета.

4. Расчет диагонального соединения методом преобразования треугольника в звезду

Аналогично расчету электрических сетей при расчете сетей вентиляционных можно упростить задачу изменением конфигурации сети путем преобразования треугольника в трехлучевую звезду [3] так, чтобы эта замена не изменяла режима проветривания остальной части сложной схемы. Так, треугольник ABC (рис. 187) может быть заменен эквивалентной звездой с лучами AO , BO и CO с сопротивлениями лучей соответственно $R_{3,1}$; $R_{1,2}$; $R_{2,3}$.

Если полагать, что воздух входит в точке A и выходит в точке B , то для треугольника сопротивление между этими точками определится как общее сопротивление параллельных ветвей AB и ACB . Для звезды это сопротивление будет равно сумме сопротивлений участков AO и OB .

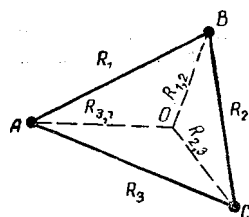


Рис. 187. Преобразование треугольника в звезду

Таким образом,

$$R_{3,1} + R_{1,2} = \frac{R_1 (R_2 + R_3)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_1 (R_2 + R_3)}}; \quad (223)$$

аналогично

$$R_{2,3} + R_{1,2} = \frac{R_2 \cdot (R_1 + R_3)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_2 (R_1 + R_3)}}; \quad (224)$$

$$R_{3,1} + R_{2,3} = \frac{R_3 (R_1 + R_2)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_3 (R_1 + R_2)}}. \quad (225)$$

Складывая уравнения (223) и (224) и вычитая уравнение (225), получим

$$R_{1,2} = \frac{1}{2} \left[\frac{R_1 (R_2 + R_3)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_1 (R_2 + R_3)}} + \frac{R_2 (R_1 + R_3)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_2 (R_1 + R_3)}} - \frac{R_3 (R_1 + R_2)}{R_1 + R_2 + R_3 + 2\sqrt{R_3 (R_2 + R_1)}} \right] \quad (226)$$

или, обозначив $R_1 + R_2 + R_3 = \sum R$,

$$R_{1,2} = \frac{1}{2} \left[\frac{R_1 (\sum R - R_1)}{\sum R + 2\sqrt{R_1 (\sum R - R_1)}} + \frac{R_2 (\sum R - R_2)}{\sum R + 2\sqrt{R_2 (\sum R - R_2)}} - \frac{R_3 (\sum R - R_3)}{\sum R + 2\sqrt{R_3 (\sum R - R_3)}} \right]. \quad (227)$$

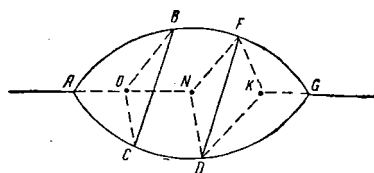


Рис. 188. Преобразование двух-диагональной системы

Аналогично

$$R_{2,3} = \frac{1}{2} \left[\frac{R_2 (\sum R - R_2)}{\sum R + 2\sqrt{R_2 (\sum R - R_2)}} + \frac{R_3 (\sum R - R_3)}{\sum R + 2\sqrt{R_3 (\sum R - R_3)}} - \frac{R_1 (\sum R - R_1)}{\sum R + 2\sqrt{R_1 (\sum R - R_1)}} \right]; \quad (228)$$

$$R_{3,1} = \frac{1}{2} \left[\frac{R_3 (\sum R - R_3)}{\sum R + 2\sqrt{R_3 (\sum R - R_3)}} + \frac{R_1 (\sum R - R_1)}{\sum R + 2\sqrt{R_1 (\sum R - R_1)}} - \frac{R_2 (\sum R - R_2)}{\sum R + 2\sqrt{R_2 (\sum R - R_2)}} \right]. \quad (229)$$

Уравнения (227), (228) и (229) используются как расчетные. Так, если дано диагональное соединение (рис. 188), для которого известны сопротивления элементов, общее количество воздуха и направление движения воздуха в диагоналях, то вопрос о распределении воздуха можно решить, используя описанный выше метод.

Решение сводится к последовательному упрощению системы, а именно: заменяя по уравнениям (227), (228) и (229) треугольник ABC на звезду с лучами OA , OB , OC , исключают тем самым диагональ BC . Затем, беря для дальнейших расчетов вновь образовавшийся треугольник OFD и пересчитывая его на звезду с лучами ON , FN , DN , исключают диагональ FD и для получившегося в результате параллельного соединения подсчи-

тывают распределение воздуха, которое будет действительным для ветвей FG и DG .

Для определения дебита диагонали FD берут соединение $NFGD$ и, заменяя треугольник GFD звездой (с центром K), находят дебиты ветвей FN и ND и дебит диагонали FD , как разность дебитов ветвей FN и FG .

Аналогично, беря вновь полученный треугольник KBC и заменяя его звездой, находят дебиты ветвей AB и AC и диагонали BC по разности дебитов ветвей AB и BF .

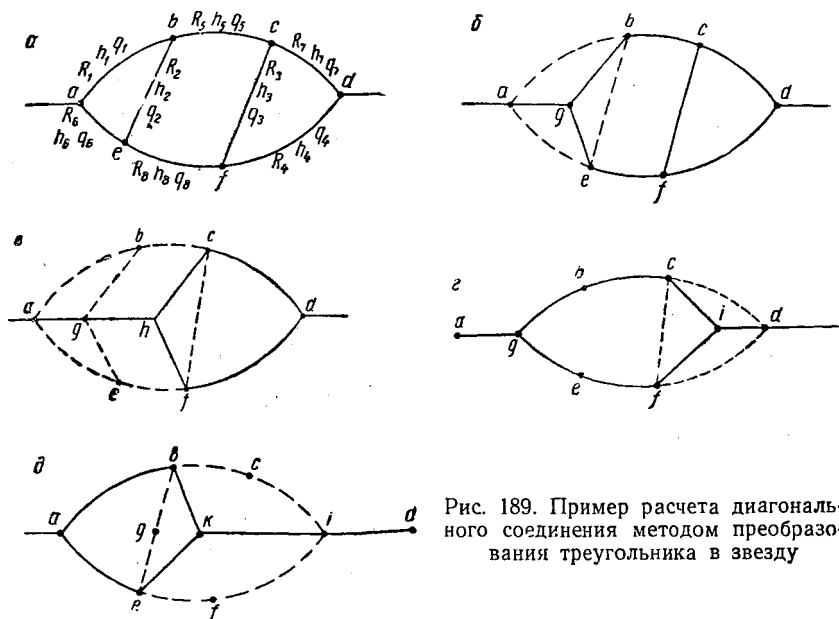


Рис. 189. Пример расчета диагонального соединения методом преобразования треугольника в звезду

Пример. Дано диагональное соединение выработок (рис. 189, а), сопротивления элементов которого в мюргах равны: $R_1=36,5\mu$; $R_2=66,37\mu$; $R_3=139,7\mu$; $R_4=48,8\mu$; $R_5=10,5\mu$; $R_6=11,2\mu$; $R_7=52\mu$; $R_8=498\mu$. Общее количество воздуха, проходящего через систему, равно $40 \text{ м}^3/\text{сек}$. Найти распределение воздуха и общую депрессию соединения методом преобразования треугольника в звезду.

Решение. Согласно правилу, приведенному выше (см. главу IV), определяем направление струй в диагоналях:

$$\frac{R_1}{R_6} = \frac{36,5}{11,2} > \frac{R_5}{R_8} = \frac{10,5}{498} < \frac{R_7}{R_4} = \frac{52}{48,8}.$$

Следовательно, воздух идет от точек e и c к точкам b и f соответственно.

Заменим треугольник abe звездой с лучами ga , ge , gb (рис. 189, б).

Предварительно определим в мюрах:

$$\sum R = 36,50 + 66,37 + 11,20 = 114,07 \mu;$$

$$\sum R - R_1 = 77,57, \quad \sum R - R_2 = 47,70, \quad \sum R - R_3 = 102,87.$$

Тогда

$$R_{ag} = \frac{1}{2} \left[\frac{36,5 \cdot 77,57}{114,07 + 2\sqrt{36,5 \cdot 77,57}} + \frac{11,2 \cdot 102,82}{114,07 + 2\sqrt{11,2 \cdot 102,82}} - \frac{66,37 \cdot 47,70}{114,07 + 2\sqrt{66,37 \cdot 47,70}} \right] = 2,59 \mu.$$

Аналогично:

$$R_{bg} = \frac{1}{2} (12,81 + 13,97 - 6,33) = 10,22 \mu;$$

$$R_{eg} = \frac{1}{2} (6,33 + 13,97 - 12,81) = 3,74 \mu.$$

Тогда в новом треугольнике gcf

$$R_{cg} = R_{bg} + R_5 = 10,22 + 10,5 = 20,72 \mu;$$

$$R_{fg} = R_{eg} + R_8 = 3,74 + 498 = 501,74 \mu.$$

Заменяя вновь треугольник gcf звездой (рис. 189, *в*) с лучами gh , hc , hf , получим

$$R_{gh} = \frac{1}{2} (14,89 + 65,5 - 60,7) = 9,85 \mu;$$

$$R_{hc} = \frac{1}{2} (14,89 + 60,7 - 65,5) = 5 \mu;$$

$$R_{hf} = \frac{1}{2} (60,7 + 65,5 - 14,89) = 55,65 \mu.$$

Тогда сопротивления параллельных ветвей будут

$$R_{hcd} = R_{hc} + R_7 = 5 + 52 = 57 \mu;$$

$$R_{hfd} = R_{hf} + R_4 = 55,65 + 48,8 = 104,45 \mu.$$

Распределение воздуха в параллельных ветвях:

$$q_{hcd} = q_7 = \frac{40}{1 + \sqrt{\frac{57}{104,45}}} = 23 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_{hfd} = q_4 = 40 - 23 = 17 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Для определения дебита воздуха в диагонали cf используют схему, представленную на рис. 189, *г*, заменяя треугольник cdf звездой с лучами id , if , ic .

Сопротивления элементов звезды будут

$$R_{fi} = \frac{1}{2} (29,5 + 21,6 - 22,3) = 14,4\mu;$$

$$R_{ci} = \frac{1}{2} (29,5 + 22,3 - 21,6) = 15,1\mu;$$

$$R_{di} = \frac{1}{2} (21,6 + 22,3 - 29,5) = 7,2\mu.$$

Количества воздуха в параллельных ветвях *icg* и *ifg* будут

$$q_{icg} = q_5 = \frac{40}{1 + \sqrt{\frac{35,82}{516,14}}} = 31,63 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_{ifg} = q_8 = 40 - 31,63 = 8,37 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Количество воздуха в диагонали *cf* будет

$$q_3 = q_5 - q_7 = 31,63 - 23 = 8,63 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Рассматривая теперь соединение *gi* (рис. 189, *д*), заменяют треугольник *bie* звездой с лучами *ki*, *kb*, *ke*. Сопротивления лучей звезды будут

$$R_{ek} = \frac{1}{2} (33,71 + 45,4 - 17,47) = 30,82\mu.$$

$$R_{bk} = \frac{1}{2} (33,71 + 17,47 - 45,4) = 2,89\mu;$$

$$R_{ik} = \frac{1}{2} (17,47 + 45,4 - 33,71) = 14,58\mu.$$

Сопротивления параллельных ветвей *abk* и *aek* будут:

$$R_{abk} = 36,5 + 2,89 = 39,39\mu;$$

$$R_{aek} = 11,2 + 30,82 = 42,02\mu.$$

Количества воздуха в ветвях будут

$$q_{ab} = q_1 = \frac{40}{1 + \sqrt{\frac{39,39}{42,02}}} = 20,32 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_{ae} = q_6 = 40 - 20,32 = 19,68 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Количество воздуха в диагонали *bc* будет

$$q_2 = 31,63 - 20,32 = 11,31 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

5. Расчет диагонального соединения методом уравнивания депрессий

Сущность метода состоит в том, что, задаваясь первоначально какими-то приближенными значениями количеств воздуха в отдельных ветвях, можно в дальнейшем уточнить эти

значения путем уравнивания депрессий противоположно направленных потоков в каждом замкнутом контуре.

Для схемы, представленной на рис. 190, действительны уравнения

$$R_1 Q_1^2 = R_4 Q_4^2 + R_2 Q_2^2; \quad (230)$$

$$R_3 Q_3^2 = R_5 Q_5^2 + R_2 Q_2^2, \quad (231)$$

где Q — действительное количество воздуха в ветви, соответствующей индексу.

При этом

$$Q_0 = Q_1 + Q_4 = Q_3 + Q_5; \quad (232)$$

$$Q_2 = Q_5 - Q_1 = Q_4 - Q_3, \quad (233)$$

где Q_0 — общий дебит воздуха в соединении.

Допустим заданы сопротивления R каждой из ветвей соединения и общий дебит воздуха в соединении Q_0 . Требуется найти естественное распределение воздуха в соединении.

Очевидно, если задаться какими-то приближенными количествами воздуха q в ветвях AD и BC , например q_1 и q_3 , то нетрудно найти и соответствующие им количества воздуха в остальных ветвях, а именно:

$$q_4 = Q - q_1; \quad q_5 = Q_0 - q_3; \quad q_2 = q_5 - q_1.$$

Подставляя полученные значения q в уравнения (230) и (231), получим

$$R_1 q_1^2 \neq R_4 q_4^2 + R_2 q_2^2; \quad (234)$$

$$R_3 q_3^2 \neq R_5 q_5^2 + R_2 q_2^2, \quad (235)$$

если

$$q_1 \neq Q_1 \text{ и } q_3 \neq Q_3.$$

Однако

$$Q_0 = Q_1 + Q_4 = q_1 + q_4 \quad (236)$$

и

$$Q_0 = Q_3 + Q_5 = q_3 + q_5. \quad (237)$$

И если, задаваясь q_1 , мы ошиблись, например в сторону его преуменьшения по сравнению с действительным значением Q_1 , то в то же время в силу условия (236) мы ошиблись и в выборе q_4 , взяв его больше Q_4 . Таким образом, задача сводится к такому уточнению значений q , чтобы неравенства (234) и (235) привести к равенствам (230) и (231).

Уточнение значений q можно произвести различными путями. Наиболее простым способом решения является нахождение новых значений q путем уточнения значений депрессии. Более точные, чем в неравенствах (234) и (235), значения депрессий

ветвей AD и BC можно определить как среднеарифметические из правых и левых частей этих неравенств, а именно:

$$h_1' = \frac{R_1 q_1^2 + R_4 q_4^2 + R_2 q_2^2}{2}; \quad (238)$$

$$h_3' = \frac{R_3 q_3^2 + R_5 q_5^2 + R_2 q_2^2}{2}. \quad (239)$$

Исходя из нового, более точного значения h_1' , можно найти новое, более точное значение $q_1' = \sqrt{\frac{h_1'}{R_1}}$, а следовательно, q_4 и q_2 . Аналогично по h_3' уточняется значение h_5 и q_2 . Повторяя уточнения h и q , можно добиться любой степени точности схождения правых и левых частей рассматриваемых неравенств. При

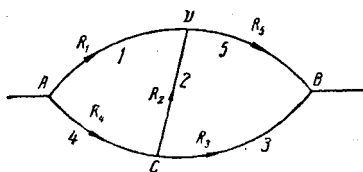


Рис. 190. Схема к расчету диагонального соединения методом уравнивания депрессий

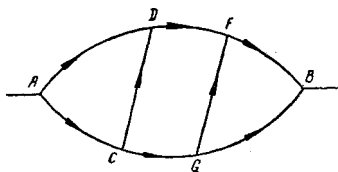


Рис. 191. Двухдиагональное соединение с односторонним направлением движения воздуха в диагоналях

нахождении приближенных значений q в диагональной системе можно руководствоваться тем соображением, что диагональ играет в соединении лишь вспомогательную роль и количество воздуха, проходящего по диагонали, зависит не только от ее сопротивления, но и от соотношений сопротивления участков, между которыми включена диагональ. Поэтому, принимая условно сопротивление диагонали равным нулю, можно принимать распределение воздуха между ветвями AD и AC или BD и BC пропорциональным их сопротивлениям. При таком допущении сразу определится максимальное (для простого диагонального соединения) значение q_2 и направление воздуха в диагонали.

При решении этим методом сложных диагональных соединений следует иметь в виду, что при одностороннем направлении движения воздуха в смежных диагоналях (рис. 191), например в контуре $CDFG$, определение депрессий производится вначале сразу для двух ветвей. Например,

$$h'_{CD} + h'_{DF} = \frac{h_{CD} + h_{DF} + h_{FG} + h_{GC}}{2},$$

а затем уже уточняется каждая из этих депрессий, например из условия

$$h'_{DF} = \frac{(h'_{CD} + h'_{DF}) h_{DF}}{h_{CD} + h_{DF}}.$$

Пример. Дана диагональная система AB (см. рис. 190). Сопротивления ветвей: $R_1=0,020$ км, $R_2=0,015$ км, $R_3=0,040$ км, $R_4=0,010$ км, $R_5=0,005$ км.

Общее количество воздуха, проходящего через соединение, $Q_0=50$ м³/сек. Требуется определить h и R соединения и распределение воздуха в нем (задача заимствована из сборника задач Н. К. Цольвега).

Решение. 1. Полагая $R_2=0$, определим значения q параллельных ветвей по известным формулам простого параллельного соединения:

$$q_1 = \frac{Q_0}{1 + \sqrt{\frac{R_1}{R_4}}} = \frac{50}{1 + \sqrt{\frac{20}{10}}} = 20,75 \text{ м}^3/\text{сек},$$

$$q_3 = \frac{50}{1 + \sqrt{\frac{40}{5}}} = 16,28 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_4 = 50,00 - 20,75 = 29,25 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_5 = 50,00 - 16,28 = 33,72 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_2 = 33,72 - 20,75 = 12,97 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

2. Уточним значения q по контуру ACD :

$$h_1' = \frac{0,020 \cdot 20,75^2 + 0,015 \cdot 12,97^2 + 0,010 \cdot 29,25^2}{2} = 9,86 \text{ мм вод. ст.}$$

Тогда

$$q_1' = \sqrt{\frac{9,86}{0,020}} = 22,2 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_4' = 50,00 - 22,20 = 27,80 \text{ м}^3/\text{сек};$$

$$q_2' = 33,72 - 22,10 = 11,52 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

3. Аналогично, принимая за исходные ранее найденные значения q_3 и q_5 и вновь найденное значение q_2' , производим уточнение для контура BCD .

Результаты подсчетов даны в табл. 40.

Таблица 40

Количества воздуха	Первоначальные значения q	Уточненные значения q		
		I уточнение	II уточнение	III уточнение
q_1	20,75	22,20	22,40	22,45
q_2	12,97	12,70	12,97	12,82
q_3	16,28	15,10	14,62	14,73
q_4	29,25	27,80	27,60	27,55
q_5	33,72	34,90	35,38	35,27

Как видно из табл. 40, значения q после третьего уточнения мало разнятся от предыдущих и могут быть приняты за окончательные. Достоинства этого метода расчета по сравнению с другими состоят в простоте его и постоянном самоконтроле, обеспечивающем правильность решения. Кроме диагональных, этим методом можно рассчитывать и некоторые другие соединения.

§ 47. РАСЧЕТ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ С ПОМОЩЬЮ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ МОДЕЛИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ

Для электрического тока с учетом знака направления его движения:

1) для каждой узловой точки разветвленной сети алгебраическая сумма токов равна нулю:

$$\sum I = 0; \quad (240)$$

2) в замкнутом контуре алгебраическая сумма электродвижущих сил равна алгебраической сумме произведений токов на сопротивления отдельных участков цепи:

$$\sum E = \sum IR \quad (241)$$

При отсутствии в контуре источников тока алгебраическая сумма падений напряжения в нем равна нулю

$$\sum IR = 0. \quad (242)$$

Эти исходные для расчета электрических сетей положения аналогичны таковым для расчета аэродинамических систем (см. часть II, гл. IV, § 27). Благодаря этому вентиляционная система шахты, состоящая из источников тяги и аэродинамических сопротивлений (выработок), может быть воспроизведена в виде электрической системы из источников тока и электрических сопротивлений (проводников).

Распределение тока I и напряжений U в такой электрической модели будет определенным образом отражать распределение количеств воздуха Q и депрессий h в моделируемой вентиляционной сети.

Поэтому определение режима проветривания для каждого элемента вентиляционной сети можно заменить непосредственным измерением соответствующих электрических параметров (U и I) на модели и последующим пересчетом их в вентиляционные параметры (Q и h). Это весьма существенно облегчает расчеты и расширяет круг задач, практически доступных для решения.

1. Моделирование системы

По принципу моделирования элементов сети моделирующие приборы можно разделить на две группы: приборы, в которых моделируемая вентиляционная сеть составляется из нелинейных

электрических сопротивлений, и приборы, в которых сеть составляется из омических (линейных) сопротивлений.

Моделирование с использованием нелинейных сопротивлений. Для отдельных типов электрических ламп сопротивление нити накаливания в некоторых пределах нагрузки меняется в зависимости от температуры и, следовательно, от величины проходящего тока. В тех случаях, когда это изменение точно пропорционально величине тока, вентиляционная характеристика лампы выражается уравнением

$$U = KI^2, \quad (243)$$

где U — напряжение, *в*;
 K — сопротивление, *ом*;
 I — величина тока, *а*.

Уравнение (183) аналогично уравнению $h = RQ^2$, принятому за основное при расчете вентиляционных сетей. Поэтому можно принять

$$h = m_H U; \quad (244)$$

$$R = m_R K; \quad (245)$$

$$Q = m_Q I, \quad (246)$$

где m_H , m_R и m_Q — масштабные соотношения между соответствующими вентиляционными и электрическими величинами.

При этом очевидно, что

$$m_H = m_R m_Q^2. \quad (247)$$

Допустим, принято $m_H = 5,0$, $m_Q = 50$, тогда $m_R = 0,002$.

При этом условии сопротивлению 2μ будет соответствовать $K = 0,002/0,002 = 1 \text{ ом}$; расходу $Q = 20 \text{ м}^3/\text{сек}$ — $I = \frac{20}{50} = 0,4 \text{ а}$; депрессии $h = 10 \text{ кг/м}^2$ — $U = \frac{10}{5} = 2 \text{ в}$.

При омическом сопротивлении имеет место уравнение $U = K'I$, аналогичное уравнению ламинарного потока. В этом случае $m_H = m_R \cdot m_Q$ и для приведенных выше значений m_H и m_Q имеем $m_R = \frac{m_H}{m_Q} = \frac{5}{50} = 0,1$ и линейному сопротивлению, равному $1 \text{ кг} \cdot \text{сек/м}^5$ соответствует $K' = 10 \text{ ом}$. Поскольку сопротивления выработок колеблются в значительных пределах, то необходимо иметь набор ламп с широким диапазоном изменений параметра K или принимать для моделирования каждой выработки группы одинаковых ламп, соединенных последовательно, параллельно или смешанно:

при последовательном соединении ламп

$$\mu_i \equiv K_i = K_0 n_i; \quad (248)$$

при параллельном

$$\mu_i' \equiv K_i' = \frac{K_0}{n_2^2}; \quad (249)$$

при смешанном соединении

$$\mu_i'' \equiv K_i'' = K_0 n_1 + \frac{K_0}{n_2^2}; \quad (250)$$

где n_1 — число ламп, соединенных последовательно;

n_2 — число ламп, соединенных параллельно;

K_i — общее сопротивление группы ламп (с учетом масштаба);

μ_i — воспроизводимое сопротивление;

K_0 — сопротивление одной лампы (с учетом масштаба).

Моделирование с использованием омических сопротивлений.

Для омических сопротивлений справедливо уравнение

$$U = rI.$$

Видоизменяя формулу зависимости между h и Q

$$h = RQ^n = (R \cdot Q^{n-1})Q, \quad (251)$$

можно принять с учетом масштабов:

$$h = m_h U; \quad (252)$$

$$Q = m_q I; \quad (253)$$

$$m_r R \cdot Q^{n-1} = r. \quad (254)$$

При квадратичном законе движения воздуха

$$m_r R Q = r. \quad (255)$$

Обычной задачей является отыскание распределения воздуха в системе, поэтому действительное значение r первоначально неизвестно и решение задачи производят методом последовательного приближения. Зная общий дебит сети, производят его приближенное распределение и согласно этому распределению подсчитывают для каждой из ветвей значение $r_1 = m_r R Q_1$. Соответственно найденным значениям r_1 собирается электрическая схема — аналог вентиляционной сети. Подавая в составленную таким образом сеть напряжения и измеряя в каждом из элементов сети величину тока I_1 , вычисляют с учетом масштаба соответствующие значения Q_1' . Преуменьшение первоначального принятого значения r , как следствие преуменьшения $Q \neq Q_1$, скажется в преувеличении полученного на приборе значения I и, следовательно, значения Q_1' , которое будет отличаться от ранее принятого. Поэтому новое, более точное значение дебита воздуха будет

$$Q_2 = \frac{Q_1 + Q_1'}{2},$$

отсюда в общем виде

$$r_{m+1} = \frac{1}{2}(r_m + m_r R Q_{m+1}). \quad (256)$$

Уточнение значений r производят до тех пор, пока для каждой из ветвей оно не станет постоянным, что будет означать, что принятые расчетные значения Q правильны.

Таким образом в приборах данного типа выработки моделируют при помощи реостатов с омическим сопротивлением, на которых в масштабе воспроизводится не аэродинамическое сопротивление выработок, а произведение из этого сопротивления на количество воздуха, проходящего по выработкам. При этом элементы электрической схемы соединяются по расчетной вентиляционной схеме.

2. Моделирование вентиляторов

Аналогами вентиляторов могут быть различного рода устройства, например питаемое от осветительной сети устройство из лабораторных автотрансформаторов, селеновых выпрямителей, ламповых и омических реостатов (рис. 192). Уравнение, характеризующее такой источник тока, имеет вид

$$U = E - K'I - KI^2, \quad (257)$$

что позволяет в широких пределах изменять его характеристику. Изменение напряжения вторичной обмотки трансформатора по-

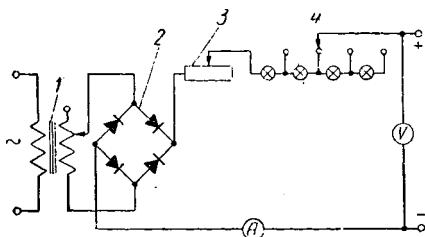


Рис. 192. Схема источника тока А. Д. Багриновского и В. Н. Воронина:

1 — трансформатор с плавной регулировкой вторичного напряжения; 2 — селеновый выпрямитель; 3 — омический реостат; 4 — ламповый реостат

зволяет подымать и опускать характеристику, а изменение сопротивлений омического и лампового реостатов — менять ее форму.

Для воспроизведения характеристики заданного центробежного вентилятора необходимые параметры источника тока определяются следующим образом [10]. На рабочей ветви характеристики моделируемого центробежного вентилятора выбирают три точки с координатами h_1, Q_1 ; h_2, Q_2 и h_3, Q_3 . Координаты отобранных точек должны отвечать уравнениям, аналогичным уравнению (257), а именно:

$$H_1 = H_0 - R'Q_1 - RQ_1^2; \quad (258)$$

$$H_2 = H_0 - R'Q_2 - RQ_2^2; \quad (259)$$

$$H_3 = H_0 - R'Q_3 - RQ_3^2. \quad (260)$$

Корни такой системы уравнений равны

$$H_0 = \frac{D_{H_0}}{D}; \quad R' = \frac{D_{R'}}{D}; \quad R = \frac{D_R}{D},$$

где

$$D = \begin{vmatrix} 1 - Q_1 - Q_1^2 \\ 1 - Q_2 - Q_2^2 \\ 1 - Q_3 - Q_3^2 \end{vmatrix}; \quad D_{H_0} = \begin{vmatrix} H_1 - Q_1 - Q_1^2 \\ H_2 - Q_2 - Q_2^2 \\ H_3 - Q_3 - Q_3^2 \end{vmatrix};$$

$$D_{R'} = \begin{vmatrix} 1 + H_1 + Q_1^2 \\ 1 + H_2 + Q_2^2 \\ 1 + H_3 + Q_3^2 \end{vmatrix}; \quad D_R = \begin{vmatrix} 1 - Q_1 + H_1 \\ 1 - Q_2 + H_2 \\ 1 - Q_3 + H_3 \end{vmatrix}.$$

Подсчет значений определителя можно произвести разными методами и, в частности, по „правилу Саррюса“ (приписываются первые два столбца). Так, для D имеем

$$D = \begin{vmatrix} 1 - Q_1 - Q_1^2 & 1 - Q_1 \\ 1 - Q_2 - Q_2^2 & 1 - Q_2 \\ 1 - Q_3 - Q_3^2 & 1 - Q_3 \end{vmatrix} = \begin{matrix} (1 - Q_1 - Q_1^2)(1 - Q_2) + (1 - Q_1)(1 - Q_3) - \\ - (1 - Q_2)(1 - Q_3^2) - (1 - Q_2^2)(1 - Q_3) - (1 - Q_1^2)(1 - Q_3) - \\ - (1 - Q_1^2)(1 - Q_3^2) \end{matrix}$$

Система имеет определенное решение при $D \neq 0$. В противном случае следует одну из точек взять не непосредственно, а вблизи характеристики вентилятора (решение дается из условия параболической характеристики, т. е. следует подобрать такую параболу с осью, соответствующей оси Y , чтобы какая-то часть параболы совпадала примерно с характеристикой вентилятора). По найденным H_0 , R' и R легко найти соответствующие электрические параметры источника тока и сопротивления омического и лампового реостатов, а именно:

$$E = \frac{H_0}{m_H}; \quad (261)$$

$$K' = \frac{R'}{m_{R'}}; \quad (262)$$

$$K = \frac{R}{m_R}. \quad (263)$$

У осевых вентиляторов рабочие участки характеристик приближенно могут быть приняты за прямолинейные, отвечающие уравнению

$$H = H_0 - R'Q. \quad (264)$$

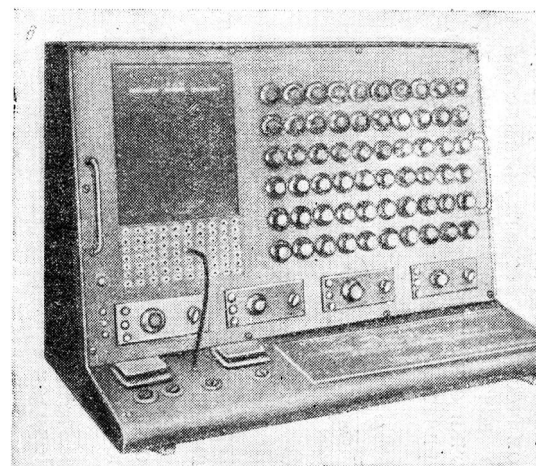
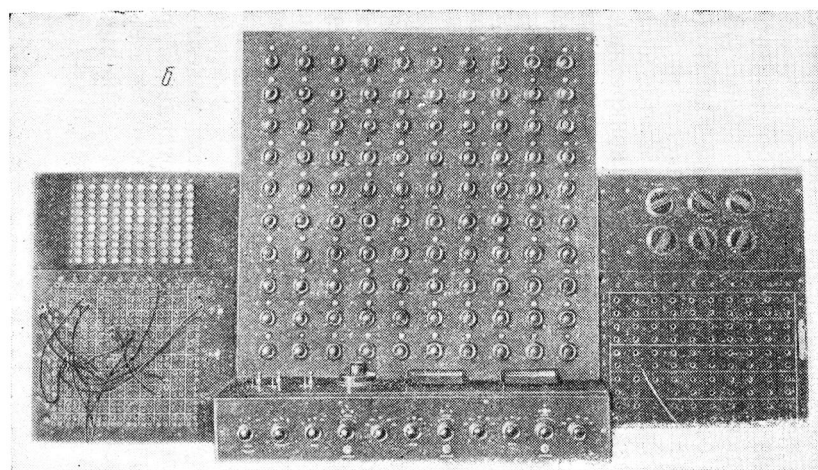
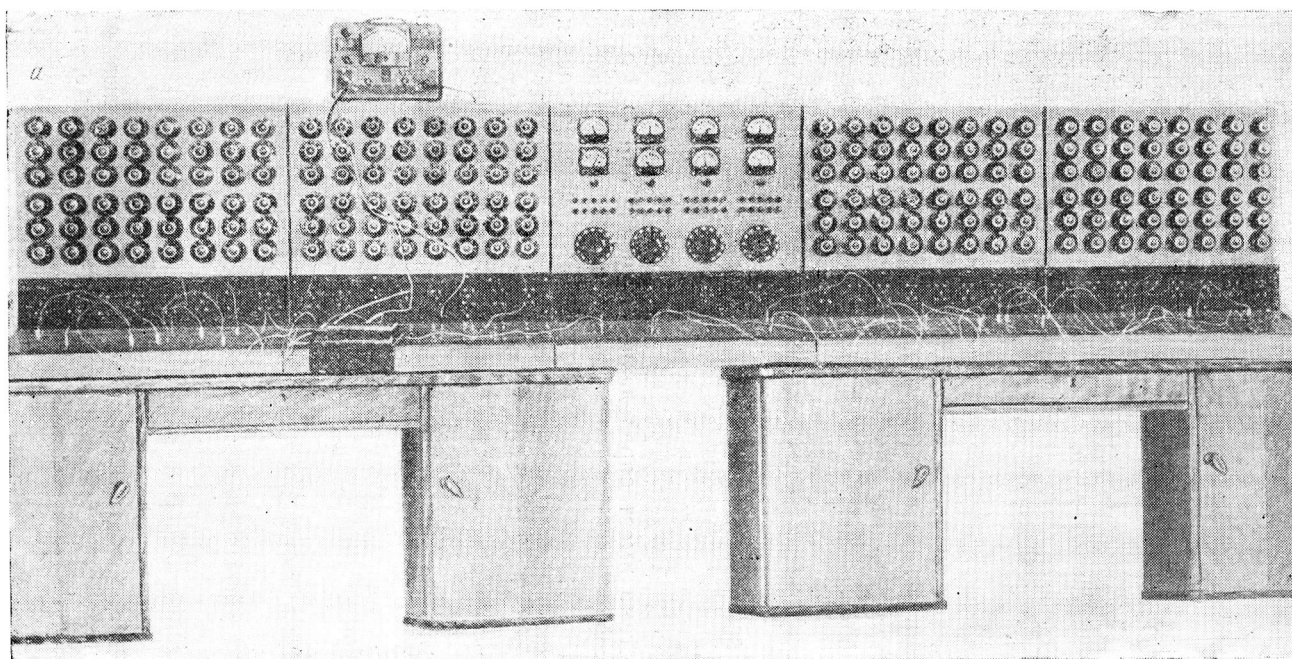


Рис. 193. Общий вид образцов электрических моделей для расчета шахтных вентиляционных сетей:
 а — установка ИГД АН СССР; б — установка МакНИИ; в — установка Д. Я. Скотта, Р. Ф. Хадсона и Ф. Б. Хинсли

В этом случае для определения электрических параметров источника тока и омического реостата (ламповый реостат выведен) достаточно взять на индивидуальной характеристике вентилятора две точки с координатами H_1, Q_1 и H_2, Q_2 .

Нужные электрические параметры находятся по уравнениям:

$$E = \frac{H_0}{m_H} = \frac{1}{m_H} \left(H_1 - Q_1 \frac{H_2 - H_1}{Q_2 - Q_1} \right); \quad (265)$$

$$K = \frac{R'}{m_{R'}} = - \frac{1}{m_{R'}} \left(\frac{H_2 - H_1}{Q_2 - Q_1} \right). \quad (266)$$

Описанная конструкция аналога вентилятора и принципы ее расчета предложены А. Д. Багриновским и В. Н. Ворониным (ИГД АН СССР). Кроме описанной, есть еще ряд конструкций аналогов вентиляторов, позволяющих так или иначе воспроизводить характерную для принятого вентилятора закономерность $h = f(Q)$.

3. Порядок производства расчетов

Устройство для моделирования вентиляторов и сети и электроизмерительные приборы монтируются на общем каркасе и составляют довольно компактный прибор. На рис. 193 приведены образцы моделирующих приборов.

Общая методика работы с ламповым прибором, например типа ИГД АН, описанного А. Д. Багриновским [10], сводится к следующему. На основе предварительных расчетов или по материалам депрессионных съемок составляется расчетная схема вентиляционной сети, на которой указываются сопротивления всех рабочих ветвей. Затем, исходя из конкретных соотношений сопротивлений отдельных элементов схемы, задаются масштабом моделирования и подбирают нужное для моделирования количество ламп и порядок их соединения для каждой ветви схемы. Подсчитанные таким образом сопротивления отдельных ветвей электрической схемы соединяются между собой в соответствии с аэродинамической расчетной схемой.

По индивидуальной характеристике вентилятора определяются параметры настройки электрического аналога вентилятора. Далее, включая аналоги вентилятора в сеть, измеряют в последней распределение токов и напряжений по ветвям системы и производят с учетом принятого масштаба пересчет измеренных значений U и I в соответствующие им значения h и Q .

При работе с прибором, у которого сеть моделируется омическими сопротивлениями, подбор сопротивлений групп ламп исключается, но приходится, как это показано выше, прибегать к методу последовательных приближений при определении Q .

Глава X

ПРОВЕТРИВАНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

На каждой шахте для вскрытия и подготовки запасов к очистной выемке проходится значительное количество горных выработок (стволов, штреков, квершлагов, бремсбергов и т. д.). Проветривание этих выработок может быть организовано:

- а) как самостоятельное обособленное проветривание с применением побудителей тяги (вентиляторов, эжекторов);
- б) за счет использования депрессии, создаваемой в сети главным вентилятором и естественной тягой;
- в) за счет диффузии.

§ 48. ОБОСОБЛЕННОЕ ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК

При проходке ствола шахты, рассечке околоствольного двора и проходке некоторых других выработок на шахте еще нет постоянной вентиляторной установки и обычно приходится прибегать к проветриванию с помощью временных вентиляторных установок и труб или с помощью эжекторов. Такое обособленное проветривание применяется также при прохождении различных выработок на действующих шахтах в тех случаях, когда проветривание их за счет общешахтной депрессии невозможно или невыгодно. Различают три основных способа проветривания при помощи вентиляторов: нагнетательный (рис. 194), всасывающий (рис. 195) и комбинированный (рис. 196).

Преимущества нагнетательного способа состоят в том, что выходящая из трубы струя активно перемешивает воздух в забое и вымывает вредные и опасные газы. Недостаток этого способа в том, что загрязненный газами воздух движется по выработке и вся выработка в целом (на расстоянии L) медленно очищается от газа. Этот способ рекомендуется при проветривании тупиковых забоев в газовых шахтах и при проходке шахтных стволов. В последнем случае нагнетательное проветривание желательно потому, что его действие совпадает с есте-

ственным воздухообменом в стволе шахты и содействует движению к поверхности горячих газов от взрывных работ. По Правилам безопасности нагнетающий вентилятор, во избежание засасывания испорченного воздуха, должен устанавливаться на

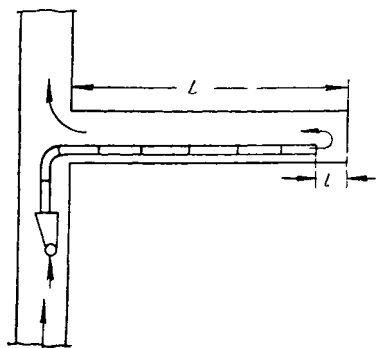


Рис. 194. Нагнетательное проветривание

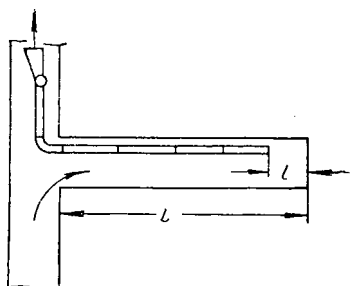


Рис. 195. Всасывающее проветривание

свежей струе не ближе 10 м от исходящей струи. Производительность вентилятора частичного проветривания не должна превышать 70% того количества воздуха, которое подается к его всасу за счет общешахтной депрессии.

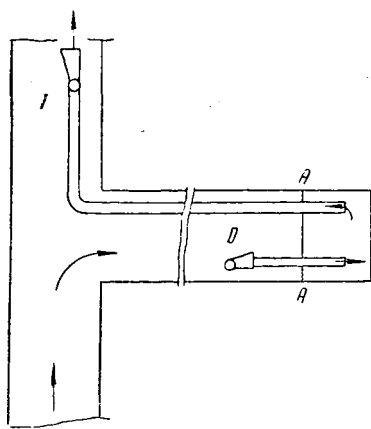


Рис. 196. Комбинированное проветривание

При всасывающем проветривании (см. рис. 195) загрязненный газами воздух из призабойного пространства сразу всасывается в трубы, что составляет главное преимущество этого способа, но при этом плохо вымываются газы непосредственно из забоя, особенно если расстояние l конца трубопровода от забоя будет большим. Поэтому рекомендуют иметь $l < 6\sqrt{S}$, где S — сечение выработки (м^2).

Комбинированное проветривание (см. рис. 196) совмещает оба предыдущих способа. За основной берется всасывающий способ проветривания, а для вымывания газов из забоя устанавливается дополнительный вентилятор II с коротким трубопроводом. Производительность вентилятора I должна быть больше производительности вентилятора II на 20—30% с тем, чтобы воздух от забоя не мог попадать к всасу вентилятора II.

При взрывных работах, чтобы ограничить отброс газов от забоя и тем самым ускорить проветривание выработки, в сечении А—А устанавливается парус или перемычка.

Недостаток комбинированного способа проветривания — необходимость двух вентиляторов и двух трубопроводов.

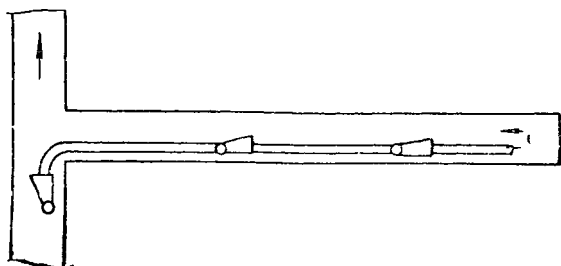


Рис. 197. Рассредоточенное расположение вентиляторов при частичном проветривании

Следует иметь в виду, что на газовых шахтах установка вентиляторов на исходящей струе, как правило, запрещена и нагнетательный способ проветривания является основным.

Если при большой длине выработки напора одного вентилятора для проветривания недостаточно, то можно устанавливать последовательно несколько вентиляторов, включая их рассредоточенно (рис. 197) или общей группой (рис. 198).

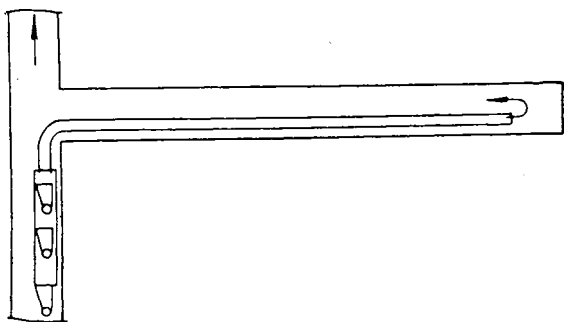


Рис. 198. Каскадное расположение вентиляторов при частичном проветривании

В первом случае надо предусматривать, чтобы каждый из вентиляторов «подпирал» другой, т. е. в трубопроводе не создавалось бы разрежение и тем исключалась бы возможность подсоса испорченного воздуха из выработки в трубопровод.

В проходимой по газоносному пласту выработке непосредственно вентиляторы располагать нельзя, так как они окажутся на исходящей струе, содержащей метан. В этих условиях в местах установки вентиляторов устраивают с разрешения горно-

технической инспекции специальные герметические камеры. При этом каждый предыдущий вентилятор, начиная от свежей струи, нагнетает воздух в камеру следующего вентилятора, создавая в последней некоторое избыточное давление, препятствующее подосу в камеру воздуха из выработки.

Во втором случае необходимо учитывать наличие высокого напора в трубопроводе, что требует применения трубопровода типа М, в котором при увеличении напора происходит некоторое самоуплотнение стыков или применение других типов трубопроводов, но с повышенной плотностью соединений труб. Без учета этих положений при больших утечках в сети установка вентиляторов группой может не дать эффекта.

Трубопроводы из условий наиболее выгодного омывания забоя воздухом располагаются обычно по кровле выработки. При наличии в забое взрывных работ ближайшая к забою часть трубопровода на протяжении 10—15 м должна быть из труб (обычно матерчатых), которые можно бы было оттягивать от забоя на время производства взрыва; в случаях, когда проветривание всасывающее, призабойная матерчатая часть трубопровода снабжается распорными металлическими кольцами, предохраняющими трубу от сжатия при засасывании воздуха.

§ 49. ПРОВЕТРИВАНИЕ ЗА СЧЕТ ОБЩЕШАХТНОЙ ДЕПРЕССИИ

Для того чтобы можно было тупиковую часть какой-либо выработки проветривать за счет депрессии главного вентилятора, необходимо создать в выработке сквозную струю. Это

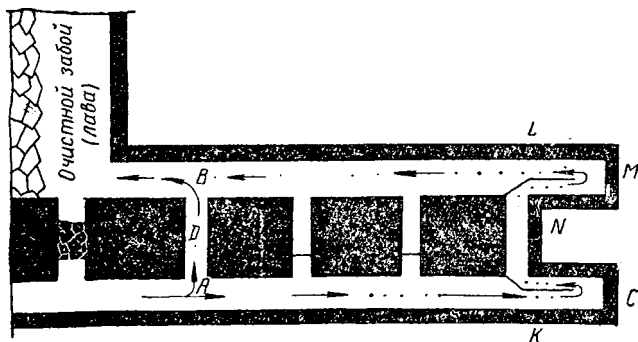


Рис. 199. Проветривание при помощи парных выработок

достигается путем устройства перегородок, перемычек, труб, косовичников. В целях сокращения размеров тупиковой части длинные выработки часто проходятся парными. На рис. 199 показан откаточный штрек, проходимый одновременно с нижним просеком. Штрек и просек сбиваются между собой печами

через каждые 20—30 м. По штреку воздух поступает в подготовительный забой, по просеку — отводится из него. Чтобы воздух ближе подходил к забою тупиковой части, последняя разделена продольной перегородкой, которую струя воздуха вынуждена огибать.

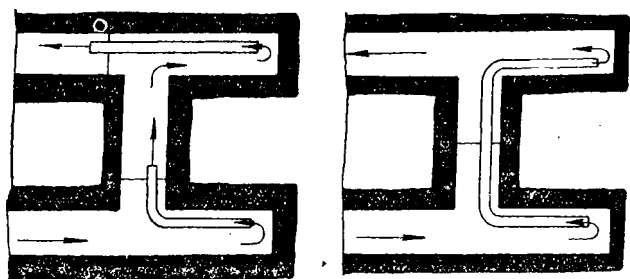


Рис. 200. Проветривание тупиковой части парных выработок с помощью труб без вентиляторов

Проветривание тупиковой части можно производить и через трубы, устанавливая их в сочетании с перемычками так, как это показано на рис. 200, или иным способом, но с соблюдением того принципа, чтобы поступающая в забой струя воздуха не смешивалась со струей, идущей от забоя.

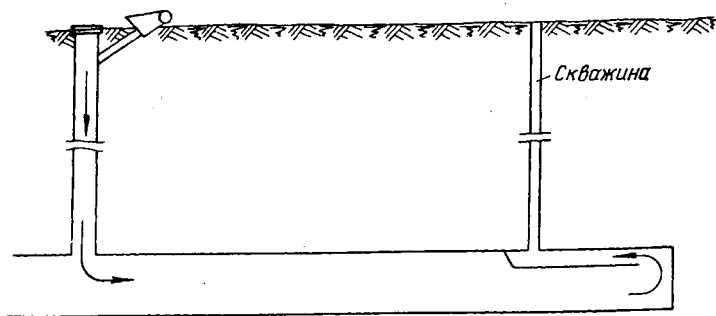


Рис. 201. Проветривание подготовительных выработок через скважины

Иногда при проведении выработки на большое расстояние одинарным забоем в качестве второго пути для воздуха используют буровые скважины. Скважина диаметром от 200—300 до 1000 мм может быть пробурена: с поверхности (рис. 201), с вентиляционного горизонта, с соседнего пласта. Воздух, поступая к забою по проходимой выработке, отводится от забоя при помощи труб или перегородок к скважине, через которую выдается на поверхность или в выработку с исходящей струей. В некото-

рых случаях скважины могут служить и для подачи свежего воздуха. Иногда на скважине приходится устанавливать вентилятор, работающий параллельно или последовательно с вентилятором главного проветривания.

§ 50. ПРОВЕТРИВАНИЕ ТУРБУЛЕНТНОЙ ДИФфуЗИЕЙ

Проветривание коротких тупиков можно осуществлять за счет турбулентной диффузии. По А. М. Карпову, тупики разделяются на три вида (рис. 202): «прямые», «боковые» и «обратные», в зависимости от их положения относительно активной струи, проходящей мимо тупика.

Опытным путем доказано (А. М. Карпов), что вентиляционная струя, проходящая по выработке вблизи тупика, создает в последнем «устойчивую завихренную зону», в которой происходит перемешивание воздуха и быстрый вынос дыма.

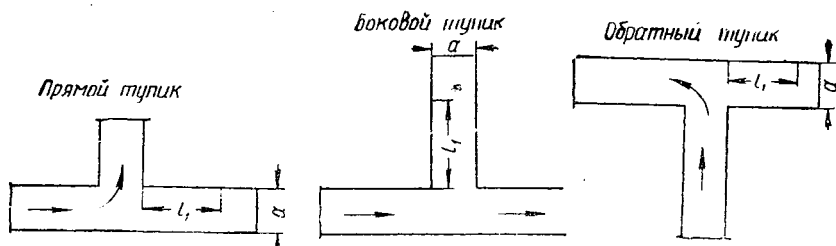


Рис. 202. Виды тупиков

Кроме этой зоны, создается вторая зона — «частых вихрей», в которой перемешивание воздуха происходит периодически. С точки зрения проветривания интерес представляет «устойчивая завихренная зона». Длина этой зоны l_1 может быть определена по эмпирическим формулам А. М. Карпова:

для «прямого» тупика

$$l_1 = 0,0376 Re^{0,4} a; \quad (267)$$

для «бокового» тупика

$$l_1 = 0,0085 Re^{0,5} a \quad (268)$$

и для «обратного» тупика

$$l_1 = 0,0021 Re^{0,6} a. \quad (269)$$

Здесь a — ширина выработки, m .

Согласно Правилам безопасности в негазовых шахтах разрешается проветривание диффузией тупиковых выработок длиной не свыше 10 м. В газовых и опасных по пыли шахтах про-

ветривание диффузией разрешено для машинных камер глубиной до 6 м, при ширине выхода не менее 1,5 м, оборудованного решетчатой дверью. Поступающий в камеру воздух не должен содержать метана более 0,5% и других газов свыше количеств, допустимых по санитарным нормам.

§ 51. ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ

Вентиляторы. Для проветривания подготовительных забоев имеется довольно много различных конструкций осевых и центробежных вентиляторов с электрическими и пневматическими двигателями. Все возрастающие требования производства вызывают непрерывное обновление и совершенствование конструкций вентиляторов и принципов их проектирования. В последнее время наибольшее развитие в качестве вентиляторов местного проветривания получили одно- и двухступенчатые осевые

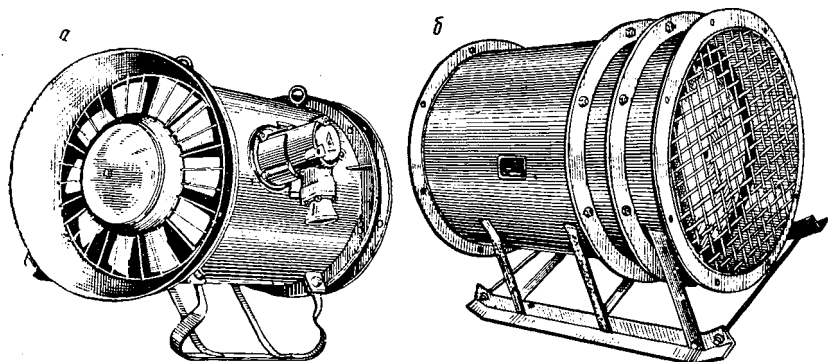


Рис. 203. Вентиляторы:
а — «Проходка-500-2м»; б — ВМ-200

вентиляторы. Для уяснения принципов устройства этих вентиляторов на рис. 203—205 приведены осевые вентиляторы: «Проходка-500-2м» и ВМ-200 (СССР), вентилятор встречного вращения рабочих колес фирмы ВУДС (Англия) и двухступенчатый вентилятор «Матемин» (Франция).

На рис. 206 показано устройство центробежного вентилятора «Сирокко».

Общая техническая характеристика некоторых вентиляторов местного проветривания дана в табл. 41.

Характеристики вентиляторов в координатах $h—Q$ представлены на рис. 207.

Напоры и производительность вентиляторов иностранных марок находятся примерно в том же диапазоне, что и отечественных вентиляторов.

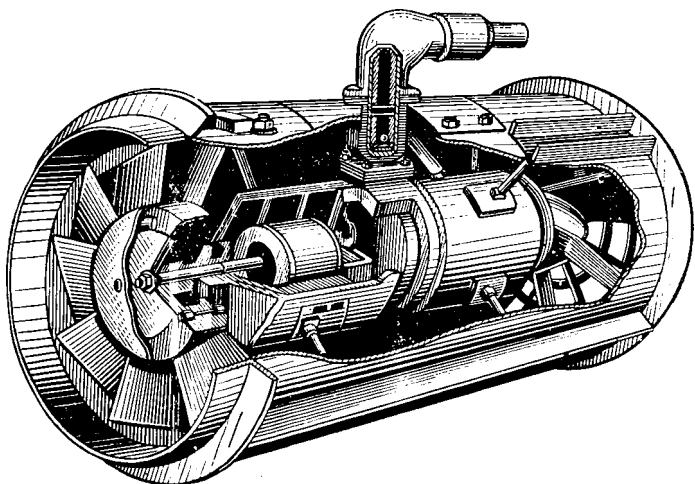


Рис. 204. Вентилятор с рабочими колесами встречного вращения

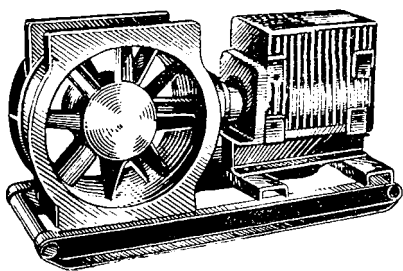


Рис. 205. Вентилятор «Матемин»

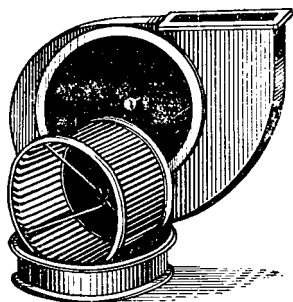


Рис. 206. Вентилятор «Сирокко»

Таблица 4

Технические характеристики вентиляторов частичного проветривания

Модель и тип вентилятора	Диаметр рабочего колеса, мм	Производительность, м³/мин	Напор, мм вод.ст.	Мощность электродвигателя, кВт	Число оборотов в минуту	Габариты, мм			Вес с электродвигателем, кг
						длина	ширина	высота	
ВЦО-06/2970	600	60—450	265—620	50	2970	1270	1450	1500	1328
„Проходка-500“	508	30—200	30—290	9,1	2900	1014	648	667	213
„Проходка-500 м“	508	30—240	30—290	9,0	2900	827	695	650	220
„Проходка-500-2 м“	508	50—260	20—245	11,0	2900	877	710	695	265
„Проходка-600“	600	60—460	140—530	30,0	2900	1090	730	820	470
ВМ-200	550	30—220	40—150	7,5	2900	894	638	704	200
ВЧПУ-100	600	30—150	90—160	5,2	1450	1000	1055	1122	95
„Сирокко-6,5“	715	30—350	35—260	5,6—20,0	600—1215	1138	909	1414	500
ИГД АН УССР	1000	120—103	140—400	12—120	1450	3200	3200	2200	—
СВМ-5	508	150	120 240	6 2×6	2900 2900	535 1042	665 665	660 660	180* 360*
ЕФ-5 (Англия)	540	130	150	3,5	3000	850	615	700	—
Осевой встречного вращения (Англия)	500	170—269	190	2 двигателя по 3,5	3000	1012	480	680	—

* Вес вентиляторов указан без двигателей.

При проветривании длинных выработок нередко встречается совместная последовательная работа нескольких вентиляторов. На рис. 208 приведены характеристики совместной последовательной работы на один трубопровод двух и трех вентиляторов П-500, П-500м и П-500-2м.

При проходке шахтных стволов, кроме перечисленных в табл. 41, применяют иногда также центробежные вентиляторы больших номеров (8, 9) и осевые вентиляторы с диаметром колеса 1,2 м одно- и двухступенчатые (обычно в качестве вентилятора главного проветривания).

Подбор вентилятора для проветривания подготовительных выработок производится по тому же принципу, что и подбор вентиляторов главного проветривания. Для облегчения подбора на графике характеристик вентиляторов (рис. 207—208) даны характеристики трубопроводов из нормально натянутых, примерно прямолинейных труб типа М с учетом утечек в них. Исходные

данные для расчета сопротивления трубопроводов приведены в следующем параграфе.

Удобно пользоваться также данной на рис. 209 расчетной диаграммой вентиляторных установок частичного проветривания в координатах $Q-R$, которая действительна как для прорезиненных, так и для металлических вентиляционных труб [6].

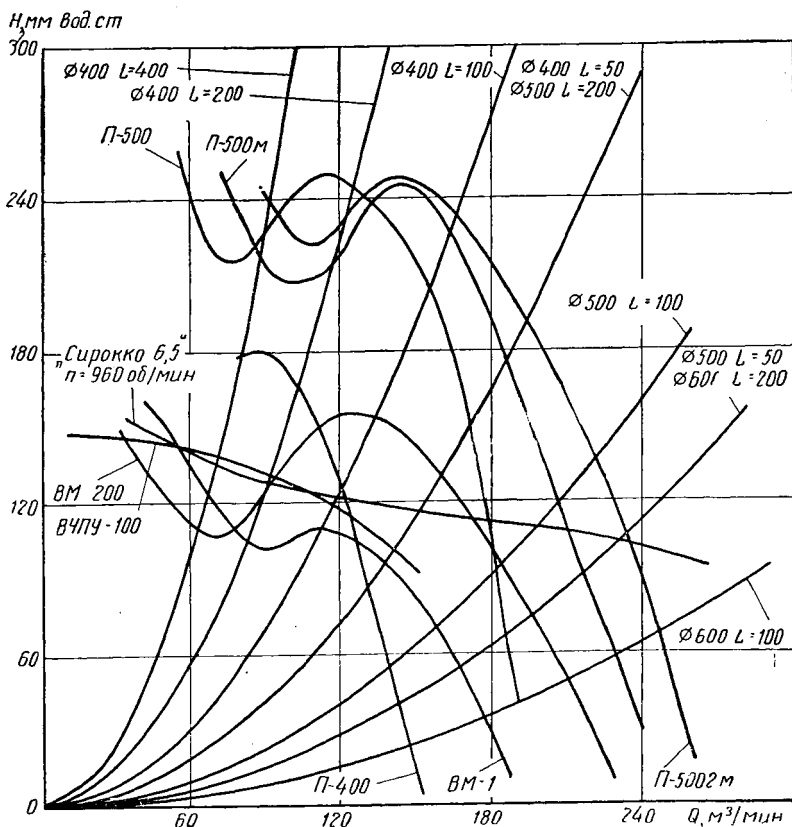


Рис. 207. Рабочие характеристики трубопроводов и характеристики вентиляторов при их последовательной работе

Зная сопротивление трубопровода R и доставочный коэффициент p , легко найти, какое количество воздуха будет подавать в забой данный вентилятор. Так, если вентилятор «Проходка-500» (П-500) работает на сеть с сопротивлением 10 км, то, проведя горизонталь АВ до пересечения с характеристикой вентилятора П-500 и спроектировав полученную точку В на ось Q , получаем $Q_n = 182 \text{ м}^3/\text{мин}$. Снося данную точку на сетку, расположенную ниже, и проведя наклонную линию (вдоль прямой 180—70 до пересечения с горизонталью), соответствующую за-

бойному доставочному коэффициенту, например 0,9, получаем точку C , проекция которой на оси $Q_{\text{кон}}$ дает значение последнего, а именно $Q_{\text{кон}} = 162 \text{ м}^3/\text{мин}$. Таким образом, вентилятор П-500 при работе на сеть сопротивлением 10 кПа будет брать из выработки воздуха $182 \text{ м}^3/\text{мин}$ и при утечке 10% (доставочный коэффициент 0,9) будет подавать в забой $162 \text{ м}^3/\text{мин}$. Очевидно, что по данному графику можно решать и обратную задачу под-

Рис. 208. Рабочие характеристики трубопроводов и характеристики вентиляторов

Эжектором называется устройство, позволяющее создать движение рудничного воздуха в открытой трубе за счет энергии выпускаемого тонкой струей сжатого воздуха. Принципиальные схемы установки эжектора в сети показаны на рис. 210 [71].

Струя сжатого воздуха, выходя из сопла эжектора в кожу, увлекает с собой вследствие наличия трения находящийся в коже и присоединенной к нему трубе воздух и создает тем самым постоянное направленное движение рудничного воздуха в трубопроводе.

Известны шесть типовых номеров эжекторов [71], данные о которых приведены в табл. 42.

Таблица 42

Размеры типовых эжекторов, мм

Название элементов эжектора	Номер типового эжектора					
	I	II	III	IV	V	VI
Диаметр отверстия насадки в узкой части	4	5	6,5	8	10	11,3
Диаметр отверстия насадки на выходе	5	6	8	10	12	14
Длина тела насадки	170	160	150	140	130	120
Длина конусного отверстия на входе	160	150	135	122	110	95

Подбор номера эжектора, необходимого для проветривания, производится по графикам, представленным на рис. 212, а, б, в, а расход сжатого воздуха определяется по диаграммам (рис. 212, г, д, е).

Пример. Подобрать эжектор для подачи $55 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха в глухой забой длиной 75 м. Пользуясь диаграммой, приведенной на рис. 212, б, по координатам 75—55 находим точку А в области V. Следовательно, при наличии труб диаметром 400 мм подходит для проветривания эжектор V. По диаграмме на рис. 212, д находим (по тем же координатам 75—55) точку А', показывающую, что в этом случае расход сжатого воздуха эжектором составит $4,9 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Применение эжекторов целесообразно при малых расходах воздуха и небольшой протяженности тупиковой части забоя. Проветривание глухих забоев сжатым воздухом без применения эжекторов запрещено Правилами безопасности, как весьма неэкономичное.

Гидравлический вентилятор (эжектор) для частичного проветривания. Аналогично действию эжектора сжатого воздуха работают так называемые гидравлические вентиляторы, применяемые в Китайской Народной Республике. Схема такого вентилятора дана на рис. 213, а. Вода из магистрали, пройдя сетчатый фильтр 4, направляющую втулку 3, придающую воде вращательное движение, разбрызгивается из форсунки 2. Движением воды в трубе 1 создается движение воздуха. Характеристика гидравлического вентилятора показана на рис. 213, б. Положительные стороны гидравлического вентилятора заключаются в том, что он прост, дешев и безопасен.

Вентиляционные трубы. При проветривании вентиляторами или эжекторами, а иногда и при проветривании за счет обще-

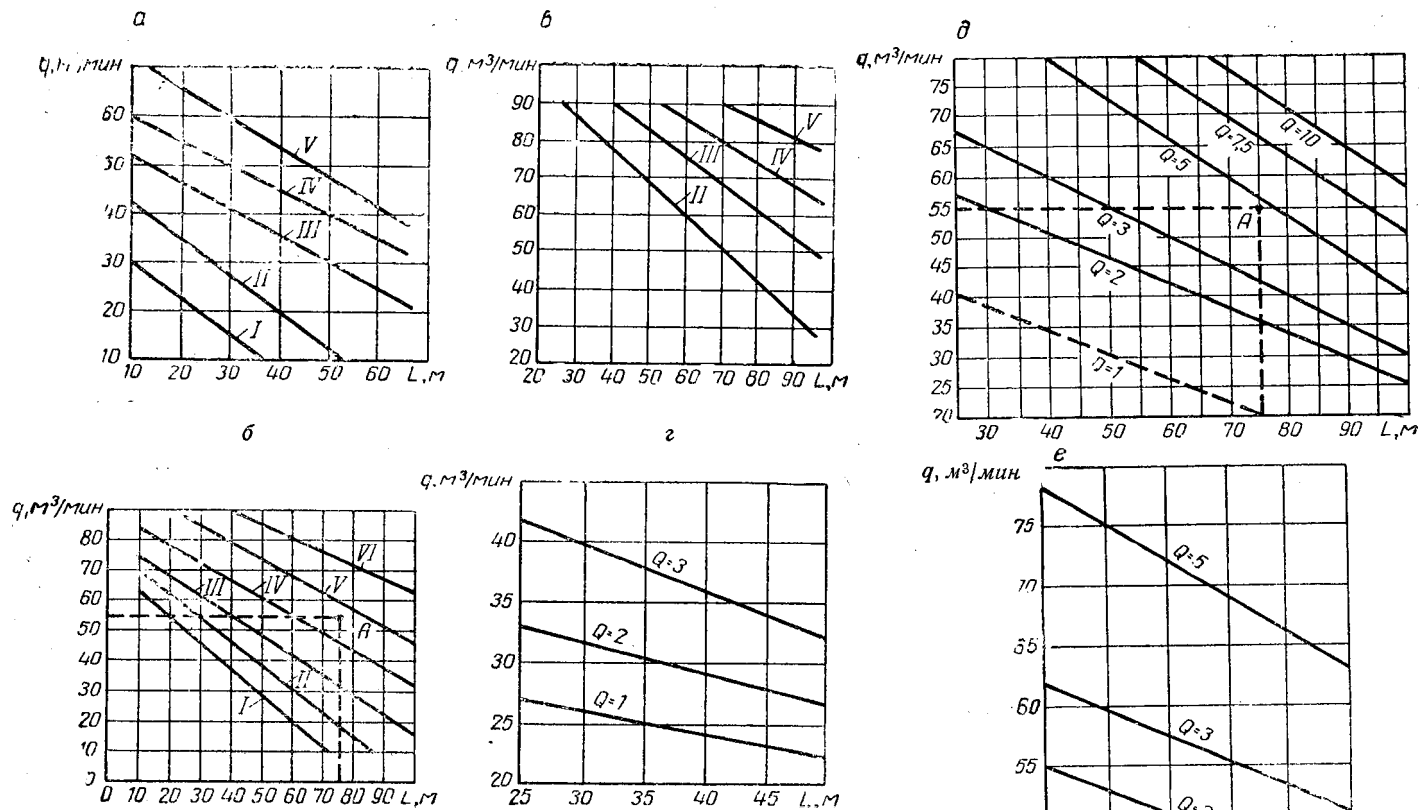


Рис. 212. Графики для подбора эжекторов:

а — область применения эжекторов для трубопроводов диаметром 300 мм; б — то же 400 мм; в — то же 500 мм; г — диаграмма расхода сжатого воздуха в трубопроводе диаметром 300 мм; д — то же 400 мм; е — то же 500 мм

шахтной депрессии воздух доставляется к забою по трубам. Трубы бывают матерчатые (прорезиненные), металлические, текстолитовые, деревянные.

Основным типом матерчатых труб являются трубы типа М [46], получившие широкое распространение в угольной промышленности в последние годы. Эти трубы изготавливаются путем машинной сшивки полотнищ двусторонней прорезиненной ткани

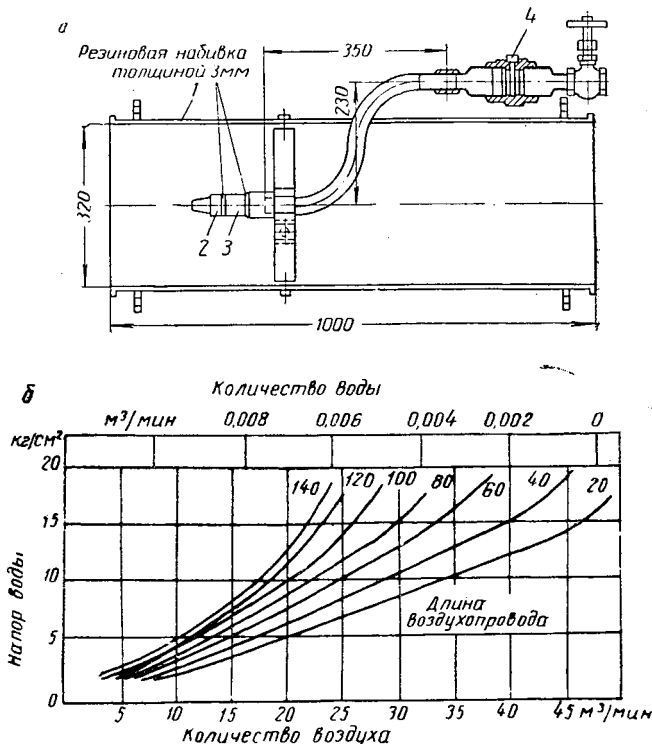


Рис. 213. Гидравлический вентилятор

толщиной 0,8—1,2 мм таким образом, что вдоль трубы получается гребешок, в который заделываются через каждые 0,8 м крючки для подвески трубы. На концах звеньев труб в материал заделываются пружинящие стыковые кольца из стальной проволоки. При стыковке труб кольцо одного става сжимают и просовывают в кольцо следующего става. Натяжение ткани при распрямлении кольца создает достаточную плотность стыка (рис. 214). Такое устройство стыка обеспечивает его самоуплотнение при повышении давления внутри труб за счет увеличения растяжения. Характеристика труб типа М приведена в табл. 43.

Для выполнения различных поворотов и отводов выпускаются соответствующие фасонные части: колена, угольники,

Вес прорезиненных труб типа М в зависимости от диаметра
и длины звена, кг

Диаметр, мм	Длина звена, м			Площадь сечения трубы, м²
	5	10	20	
300	6,0	12,6	24,3	0,070
400	8,5	16,0	31,0	0,125
500	10,2	19,3	37,5	0,196
600	12,2	22,8	44,5	0,282

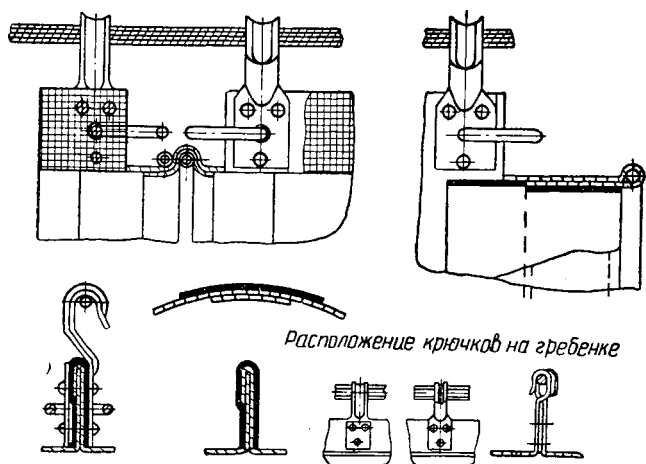


Рис. 214. Конструкция вентиляционных труб типа М

тройники и т. д. Основное достоинство матерчатых труб — их легкость и удобство сборки; недостаток — непригодность для проветривания всасыванием.

Металлические трубы изготавливаются из листового железа толщиной от 0,7 до 3 мм в зависимости от диаметра труб. Последний принимается от 200 до 1000 мм. Длина звеньев труб составляет обычно 2—4 м. Соединение труб между собой выполняется различными способами, например по типу водосточных труб, т. е. вставлением несколько суженного конца одной трубы в начало другой, или по типу водоотливных труб — при помощи фланцев, причем предпочтительнее последний способ, как наиболее удобный и дающий прочное соединение. Есть и другие способы соединения: ленточное, муфтами и т. д. Во всех случаях соединения стремятся обеспечить максимально возможную плотность стыков путем применения прокладок из резины и картона, обмазки стыка специальной замазкой и использования других способов уплотнения.

Вес металлических труб приведен в табл. 44.

Таблица 44

Вес металлических вентиляционных труб (толщина стенок 2 мм при диаметре труб до 600 мм и 2,5 мм — для труб большего диаметра)

Вес	Внутренний диаметр трубопровода, мм					
	500	600	700	800	900	1000
1 пог. м трубы (при длине звена 4 м), кг	24,0	29,5	42,0	47,5	53,0	59,0
Деталей соединения труб на 1 пог. м, кг	3,2	4,0	4,6	5,3	5,9	6,7

Основное достоинство металлических труб — их прочность и пригодность как для всасывающего проветривания, так и для нагнетательного. Недостаток — подверженность коррозии под действием кислотных вод, большой вес.

Текстовинитовые трубы — это трубы из плотной ткани, покрытой с двух сторон полихлорвиниловой пластмассой. Трубы изготавливаются звеньями по 5, 10, 15 и более метров с диаметром 500, 600, 700 мм. Соединение звеньев труб производится при помощи металлических соединительных муфт и скрепляющих хомутов. По весу текствинитовые трубы примерно в 10 раз легче металлических. В последнее время разработана рецептура нового материала для труб — пластика. Пластиковые трубы не поддаются коррозии, удобны для транспортировки и хранения, при лабораторных испытаниях они показали хорошие аэродинамические данные.

Деревянные трубы делают из досок или фанеры. Дошчатые трубы обычно имеют прямоугольное сечение. Доски между собой соединяются в паз. Фанерные трубы могут быть как прямоугольными, так и круглыми. Отдельные звенья труб соединяются между собой муфтами, глухими или съемными.

Вентиляционные перегородки. Перегородки, применяемые для разделения одной выработки на две части в целях проветривания подготовительного забоя, могут быть парусиновыми, деревянными, кирпичными.

Парусиновые перегородки состоят из полотнищ парусины, прибитых к ряду стоек. Под кровлей парусина укрепляется на набитой рейке, а на почве — подсыпкой породной мелочи. Полотнища прибиваются внахлестку, т. е. частично перекрывают друг друга. Такая перемышка легко возводится, но весьма неплотна. Утечки воздуха составляют до 80% на протяжении 40 м.

Деревянные перегородки устраиваются из досок, прибиваемых к стойкам впритык или внахлестку с одной или двух сторон. При двойной перегородке пространство между

досками заполняется песком, глиной или другим изолирующим материалом. Для увеличения воздухопроницаемости перегородок они обмазываются глиной или покрываются бетоном.

Кирпичные перегородки выкладываются толщиной от 0,5 до 1,5 кирпича; при наличии давления со стороны кровли в кладку для придания ей эластичности вставляют деревянные прокладки. Для защиты от сотрясений при взрывных работах перегородки иногда снабжаются окнами с клапанами. При наличии давления такие перегородки также поддаются разрушению и утечки воздуха через них достигают 10—20% на каждые 100 м перегородки.

§ 52. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ВЫБОРА ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Основными параметрами при решении вопроса о проветривании подготовительной выработки являются количество воздуха, которое требуется подавать в ее забой, и депрессия, которая должна быть создана, чтобы подать воздух в забой выбранным способом.

1. Подсчет количества воздуха

В принципе расчет необходимого количества воздуха должен производиться по максимальному количеству людей, находящихся в выработке в смену; по количеству газов (CH_4 и CO_2), выделяющихся в выработке; по расходу ВВ при взрывании в выработке. Кроме того, должны учитываться условия запыленности выработки, температурные условия в забое, скорость движения воздуха по выработке.

Поскольку все эти факторы должны учитываться одновременно, то расчет следует вести по каждому из них в отдельности, принимая за окончательное наибольшее из получившихся количеств воздуха.

1. Подсчет количества воздуха по расходу ВВ. Процесс освобождения выработки от ядовитых продуктов взрыва ВВ довольно сложен и различные исследователи по разному решают вопрос о зависимости между количеством воздуха и способом его подачи в забой и временем проветривания забоя. Наиболее старой и еще не потерявшей значения является расчетная формула

$$Q = \frac{100Ab}{c \cdot t}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (270)$$

где A — расход ВВ за одно взрывание, кг;

b — объем условной окиси углерода, образующейся при взрывании 1 кг ВВ, м^3 ;

c — максимально допустимая концентрация СО в воздухе в процентах по объему;

t — время проветривания, мин.

При установленном действующими в настоящее время Правилами безопасности значениями $c = 0,008\%$ и при $b = 0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$ имеем

$$Q = \frac{500A}{t}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (271)$$

Как видно из формулы, здесь просто подсчитывается общий объем вредных газов и количество воздуха, необходимого для разжижения этих газов до безопасной концентрации в условиях свободного и равномерного расширения загазированного объема. Зависимость Q от способа проветривания этой формулой не учитывается.

С учетом способов проветривания тупиковой выработки А. И. Ксенофонтова предлагает следующие расчетные формулы для подсчета количества воздуха, который необходимо подавать в забой:

при нагнетательном проветривании

$$Q_{\text{заб}} = \frac{112}{t} \sqrt{\frac{AV}{15 + \frac{A}{5}}}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (272)$$

Расстояния конца трубопровода от забоя при этом должно быть $l \leq 6\sqrt{S}$;

при всасывающем проветривании

$$Q_{\text{заб}} = \frac{13,5}{t} \sqrt{AS \left(15 + \frac{A}{5}\right)}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (273)$$

Расстояние конца трубопровода от забоя при этом должно быть $l \leq 3\sqrt{S}$;

при комбинированном проветривании двумя вентиляторами количество воздуха, подаваемого в забой нагнетающим вентилятором, равно

$$Q_{\text{заб}} = 0,5 \frac{V_1}{t} \sqrt{\frac{c_0}{c}}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (274)$$

Количество воздуха, засасываемого из призабойной зоны всасывающим вентилятором, должно быть на 10—15% больше, чем нагнетаемого в забой (во избежание просачивания газов ВВ в выработку через перемычку).

В формулах (270)—(273):

- A — расход ВВ, кг;
- V — объем тупиковой выработки, м^3 ;
- V_1 — объем зоны от забоя до перемычки, м^3 ;
- t — время проветривания, мин.;
- S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;
- l — расстояние конца трубопровода от забоя, м.

$c_0 = \frac{100Ab}{V_1}$ — начальная концентрация условной окиси углерода в заперемыченной зоне, %;
 c — максимально допустимая концентрация условной окиси углерода (согласно ПБ $c = 0,008\%$).

По В. Н. Воронину при нагнетании

$$Q_{\text{заб}} = 1,5 \sqrt[3]{\frac{Q_1 q^2}{\alpha \cdot c \cdot p^2}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (275)$$

где $Q_1 = \frac{100Ab}{tc}$ — количество воздуха, необходимого для разжижения газов до допустимой концентрации c ;

$q = \frac{V}{t}$ — количество воздуха, необходимого для его однократного обмена в выработке;
 α — коэффициент аэродинамического сопротивления, выраженный в стотысячных;

$p = \frac{Q_{\text{вен}}}{Q_{\text{заб}}}$ — коэффициент потерь воздуха.

Для расчета количества воздуха при проходке шахтных стволов ВНИИОМШС рекомендует пользоваться формулой

$$Q_{\text{заб}} = 0,13 \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{K \cdot A}{S \cdot p^2} L^2}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (276)$$

где L — длина ствола, м;

K — коэффициент, меняющийся в пределах от 0,8 до 0,15 в зависимости от глубины и обводненности ствола.

Этой же формулой можно пользоваться и для расчета других выработок при наличии их обводненности.

Формула В. Н. Воронина предусматривает зависимость количества воздуха, необходимого для проветривания выработки, от ее длины только в определенных пределах — до длины $L_{\text{макс}}$, на протяжении которой концентрация газа в воздухе упадет до допустимой. Для рудничных условий $L_{\text{макс}}$ по В. Н. Воронину, обычно более 500–600 м.

Есть и другие подобного рода расчетные формулы, которые в той или иной степени в зависимости от конкретных условий дают удовлетворительные решения. В условиях действующей шахты является, однако, обязательным проверять соответствие расчетного времени проветривания фактическому путем отбора контрольных проб воздуха в забое согласно § 209 Правил безопасности.

2. Подсчет количества воздуха по максимальному количеству занятых в выработке людей (m) производится исходя из нормы подачи воздуха на одного человека, равной 6 м³/мин,

$$Q = 6 \cdot m, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (277)$$

3. Подсчет количества воздуха по метановыделению производится из расчета разбавления выделяющегося газа до допустимой концентрации $n\%$ по формуле

$$Q = \frac{100 \cdot q}{n}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (278)$$

где q — выделение метана в подготовительную выработку, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n — допустимый процент содержания метана в струе, предусмотренный Правилами безопасности.

Для определения метановыделения в подготовительную выработку имеется ряд методов, предложенных разными авторами. Так, по И. М. Печуку

$$q = (0,010 \div 0,025) m l_1 + (0,005 \div 0,010) m l_2 + \\ + (0,04 \div 0,08) \omega, \quad (279)$$

где m — мощность пласта, м ;

l_1 — ширина забоя по углю, м ;

l_2 — принимается для угольных шахт равной 90 м ;

ω — часовая производительность навалотбойщика, т .

Бóльшие коэффициенты в формуле (279) берутся для пластов с повышенной газоносностью.

В. Л. Божко на основе исследований в шахтах Донбасса рекомендует считать, что практически при неизменных условиях залегания пласта и его физико-химических свойствах общее метановыделение в равномерно продвигающуюся выработку достигает постоянной величины по истечении 4—5 месяцев с начала ее проходки.

Ожидаемое метановыделение, близкое к предельному $G_{\text{пр}}$, можно определить по фактическому метановыделению $G_{\text{ф}}$ в короткой выработке, пройденной в течение менее 5 месяцев, по формуле

$$G_{\text{пр}} = \frac{G_{\text{ф}}}{\alpha}, \quad (280)$$

где α — выражает относительную величину метановыделения для отрезков выработки, пройденных в течение 1, 2, 3 и 4 месяцев, для которых значения α соответственно равны 0,5; 0,75; 0,87 и 0,93.

Для выработок, пройденных в течение 5 и более месяцев, коэффициент α можно принять равным 1.

Исходя из полученного положения о том, что отношение метанообильности подготовительных выработок к метанообильности разрабатываемых пластов имеет практически постоянную величину, В. Л. Божко считает возможным также рекомендовать определение предельного газовыделения в подготовительную вы-

работку в зависимости от расчетной относительной метанообильности разрабатываемого пласта q , $\text{м}^3/\text{т}$ по формуле

$$G_{\text{пр}} = \frac{4 \cdot q \cdot A}{24 \cdot 60}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (281)$$

где A — среднесуточная добыча угля в подготовительной выработке, т ; она определяется по суточному подвиганию забоев выработки при ширине забоя, равной 4 м.

Если выработка проходится узким ходом в течение продолжительного времени и отбойка угля выполняется вручную или машинами, то общее метановыделение при выемке угля G определяется по формуле

$$G = 1,2 G_{\text{пр}}, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Если забой проходится с помощью ВВ, суммарное метановыделение в течение первых 30 мин. после взрыва будет составлять при скоростях проходки выработки от 50 до 150 $\text{м}/\text{месяц}$ приближенно от 1,67 до 3 $G_{\text{пр}}$.

Общее метановыделение из штрека и просека при пологом падении пласта и целиках примерно 30 м рекомендуется принимать равным $2G$, $\text{м}^3/\text{мин}$, а на крутых пластах при целиках 8—10 м — $1,5 G$ $\text{м}^3/\text{мин}$, где G — метановыделение в выработку при ее проведении одинарным забоем.

Для определения общего количества воздуха Q_n , необходимого и достаточного для проветривания находящейся в проходке в условиях газовой шахты подготовительной выработки, проходимой при помощи комбайна ПК-3, В. С. Орехов рекомендует следующую формулу:

$$Q_n = \frac{Q_{\text{ф}} [m_{\text{т}} + k(m_{\text{в}} - m_{\text{т}})]}{m_{\text{д}}}, \quad (282)$$

где $Q_{\text{ф}}$ — фактическое количество воздуха, поступающего в выработку, м^3 ;

$m_{\text{в}}$ — содержание метана в воздухе, %;

$m_{\text{т}}$ — содержание метана в воздухе, подаваемом по трубам, %;

k — коэффициент неравномерности газовыделения;

$m_{\text{д}}$ — максимально допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей из забоя струе воздуха, %.

Коэффициент неравномерности метановыделения находится из выражения

$$k = \frac{G_{\text{макс}}}{G_{\text{ср}}},$$

где $G_{\text{макс}}$ — максимальное значение метановыделения по данным наблюдения;

$G_{\text{ср}}$ — среднее значение метановыделения в течение смены.

Величины $Q_{\text{ф}}$, $m_{\text{в}}$ определяются замером на исходящей струе тупиковой части выработки, при максимальном удалении забоя от вентиляционной сбойки. Пробы воздуха для определения $m_{\text{т}}$ берутся в трубах или у всаса вентилятора.

Приведенные методы, как и другие, описанные в технической литературе, являются частными предложениями отдельных авторов. Общепринятых достаточно простых и надежных формул расчета, проверенных опытом их практического использования в условиях разных шахт и месторождений, пока еще нет.

4. Подсчет количества воздуха по пылевому фактору для силикозоопасных забоев производится с учетом обеспечения выноса из забоя вентиляционной струей витающей пыли.

Обязательных к применению методов таких расчетов нет, но имеется ряд обоснованных предложений.

Так, основываясь на том, что для разжижения концентрации пыли с 1 г/м^3 до 2 мг/м^3 и для разжижения концентрации продуктов взрыва 1 кг ВВ , составляющих $0,040 \text{ м}^3/\text{кг}$, до допустимой концентрации $0,008\%$ по объему нужно подать 500 м^3 воздуха, П. И. Мустель предлагает использовать для подсчета количества воздуха, необходимого для выноса витающей пыли, те же формулы, что и для расчета по расходу ВВ, приравнивая 1 г витающей пыли к 1 кг ВВ .

По А. Ф. Сачкову, количество необходимого по пылевому фактору воздуха определяется по формуле

$$Q = \frac{N' K_{\text{вл}}}{n - n_0}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (283)$$

где N' — интенсивность пылеобразования (см. гл. II), мг/сек ;
 $K_{\text{вл}}$ — коэффициент, учитывающий степень влажности выработки (для глубокой выработки при местном проветривании и бурении с промывкой $K_{\text{вл}} = 0,5$);

n — санитарная норма предельно допустимой пыльности воздуха, мг/м^3 ;

n_0 — пыльность поступающего в забой воздуха, мг/м^3 .

Количество воздуха, необходимого для проветривания глухого забоя после взрывных работ, можно определить по формуле А. Ф. Сачкова

$$Q = \frac{S}{t} \sqrt{\frac{l L n''}{p_{\text{у}}^2 \cdot n}}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (284)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;

t — время проветривания, сек.;

l — расстояние от конца вентиляционной трубы до груди забоя, м;

L — длина проветриваемой тупиковой выработки, м;

$p_{\text{у}}$ — коэффициент утечек воздуха;

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления трубы;
 l — длина трубопровода, м;
 D — диаметр трубопровода, м;
 P — периметр трубы, м;
 S — площадь поперечного сечения трубы, м².

Значения коэффициентов аэродинамического сопротивления α для труб приведены в табл. 45.

Таблица 45

Значение коэффициентов аэродинамического сопротивления α
 вентиляционных труб

Тип трубопровода	Диаметр труб, мм	Коэффициент α
Металлические трубы	300	0,00045
	400	0,00040
	500	0,00035
	600	0,00035
	700	0,00030
	800	0,00030
	900	0,00030
Текстовинтовые трубы	500	0,00016
	600	0,00015
	700	0,00013
Трубы типа М	—	0,00045
Трубы деревянные:		
гладкие	—	0,00023
строганные	—	0,00025
нестроганные	—	0,00027
Трубы фанерные	—	0,00030
	—	0,00035
Скважина, обсаженная трубами	До 250	0,00029
" не обсаженная трубами	До 250	0,00042

При определении требуемых производительности и напора вентилятора необходимо учитывать утечки воздуха в трубопроводе. С этой целью в расчет вводят одну из трех величин:

а) процент утечек

$$p = \frac{Q_{\text{вен}} - Q_{\text{заб}}}{Q_{\text{вен}}} \cdot 100; \quad (287)$$

б) доставочный коэффициент

$$\eta = 1 - \frac{p}{100}; \quad (288)$$

в) коэффициент утечек

$$K_{\text{ут}} = \frac{Q_{\text{вен}}}{Q_{\text{заб}}}. \quad (289)$$

Все эти величины связаны друг с другом и по одной из них легко найти остальные.

Для трубопровода типа М эти величины приведены в табл. 46.

Таблица 46

Величина утечек для правильно собранного трубопровода
типа М из 20-метровых звеньев

Показатели	Длина трубопровода, м										
	50	100	150	200	250	300	400	500	600	700	800
Утечки, %	4	7	10	12	14	16	20	23	26	28	30
Доставочный коэффи- циент	0,96	0,93	0,90	0,88	0,86	0,84	0,80	0,77	0,74	0,72	0,70
Коэффициент утечек . .	1,04	1,07	1,11	1,13	1,16	1,19	1,25	1,30	1,35	1,39	1,43

Для металлического трубопровода коэффициент утечек $K_{ут}$ определяется из выражения

$$K_{ут} = \left(\frac{1}{3} K_1 d \cdot \frac{L}{m} \sqrt{R} + 1 \right)^2, \quad (290)$$

где K_1 — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости;

d — диаметр трубопровода, м;

L — длина одного звена (трубы), м;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, $кг \cdot сек^2/м^8$.

Для данных трубопроводов можно принимать, что первые 20 стыков дают утечку по одному проценту на каждый стык, а каждый следующий стык увеличивает утечки на 0,5%.

Значения коэффициента K_1 , определяемые опытным путем, приведены в табл. 47.

Таблица 47

Коэффициенты удельной стыковой воздухопроницаемости труб

Качество соединений труб	Коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости труб K_1
Обычное	0,005
Удовлетворительное	0,003
Хорошее	0,001

Расчет утечек для текстуритовых труб аналогичен расчету для металлических.

Для труб деревянных утечки составляют 0,6—2,7% на каждый метр.

Количество воздуха, которое должен подавать вентилятор $Q_{\text{в}}$, с учетом утечек будет

$$Q_{\text{вен}} = Q_{\text{заб}} \cdot K_{\text{ут}}, \quad (291)$$

где $Q_{\text{заб}}$ — количество воздуха, необходимое для проветривания забоя;

$K_{\text{ут}}$ — коэффициент утечек.

Депрессия трубопровода $h_{\text{тр}}$ с учетом утечек будет равна сопротивлению трубопровода R , умноженному на произведение количеств воздуха в начале $Q_{\text{вен}}$ и в конце трубопровода $Q_{\text{заб}}$,

$$h_{\text{тр}} = R \cdot Q_{\text{вен}} \cdot Q_{\text{заб}} \quad (292)$$

или с учетом формулы (291)

$$h_{\text{тр}} = R \cdot Q_{\text{заб}}^2 \cdot K_{\text{ут}}. \quad (293)$$

По найденным параметрам $Q_{\text{вен}}$ и $h_{\text{тр}}$ производится подбор вентилятора для проветривания выработки.

При проветривании за счет общешахтной депрессии с помощью труб или перегородак необходим поверочный расчет, показывающий возможность такого проветривания.

Так, при проветривании по схеме, представленной на рис. 199, общая струя воздуха делится в точке A на две параллельные струи: струю, идущую непосредственно в лаву (струя ADB), и струю, идущую в лаву через подготовительные забои (струя ANB). Депрессии этих струй должны быть равны между собой при условии подачи в подготовительные забои необходимого количества воздуха. Сопротивление ветви ANB будет складываться из сопротивлений участков AKC , CNM , MLB . Количество воздуха, необходимого для подачи по этой ветви, будет равно или сумме потребных для забоев C и M количеств воздуха, или большему из них (в зависимости от того, производятся ли взрывные работы в забоях одновременно или последовательно во времени), с учетом запаса воздуха на утечки по пути AKC .

Из этих данных определяется депрессия h_{ANB} . Депрессия по пути ADB определяется по сопротивлению участка ADB и количеству воздуха, по нему проходящего. Если в результате будет получено, что $h_{ADB} < h_{ANB}$, то это значит, что при принятых для расчета условиях проветривание участка ANB не обеспечивается. В этом случае нужно либо увеличить значение h_{ADB} , например за счет введения дополнительного сопротивления на участке ADB , либо уменьшить депрессию по участку ANB , либо, если уравнение депрессии невозможно или невыгодно, отказаться от этого способа проветривания.

Глава XI

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ

В практике промышленного проектирования самостоятельные проекты вентиляции шахт выполняются сравнительно редко. Обычно «вентиляция» является одним из разделов общего проекта шахты и детальность разработки этого раздела зависит от характера проекта, фазы проектирования, степени сложности и значимости вопросов вентиляции при данных конкретных условиях.

В общем случае проект вентиляции шахты включает следующие разделы.

1. Подсчет количества воздуха, необходимого для проветривания горных работ шахты.
2. Выбор системы и принципиальной схемы проветривания.
3. Расчет вентиляционной сети.
4. Подсчет естественной тяги.
5. Выбор основного оборудования.
6. Подсчет капитальных затрат и стоимости проветривания (экономическая часть).

В проекте организации строительства шахты рассматривается проветривание горных работ в период вскрытия и подготовки месторождения.

§ 53. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА, НЕОБХОДИМОГО ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ

В задачу проектирования проветривания входит определение минимального, но достаточного количества воздуха, который нужно подать в каждый из забоев и в шахту в целом, для того, чтобы обеспечить безопасность и надлежащие санитарно-гигиенические условия труда подземных рабочих.

Существующие для решения этого вопроса формулы и методы расчета таковы, что они позволяют решать вопрос в двух вариантах:

- 1) можно (имея схему проветривания и данные о забоях)

подсчитать отдельно количество воздуха по каждому очистному и подготовительному забою, проветриваемому обособленной струей, учесть расход воздуха на проветривание камер и утечки воздуха по пути его следования и, сложив полученные частные количества воздуха, получить его общий дебит по шахте;

2) можно определить необходимое количество воздуха непосредственно для шахты в целом, учесть общим поправочным коэффициентом утечки воздуха и полученный таким образом общий дебит воздуха распределить по забоям, проветриваемым обособленными струями.

Разница между этими методами состоит в том, что в первом случае имеются большие возможности учета особенностей отдельных забоев и выработок и устанавливается более точная, по сравнению со вторым способом, картина действительного распределения воздуха. Это имеет важное значение для проверки сечений выработок на скорость движения воздуха по ним и для более точного подсчета депрессий отдельных выработок и шахты в целом. Второй способ грубее, но он менее трудоемок. Первый способ следует применять при расчете вентиляции рудных шахт и глубоких и сильно газовых угольных шахт, второй способ — для расчета вентиляции неглубоких шахт, при небольших общих дебитах подаваемого в них воздуха и при приближенных расчетах проветривания.

Подаваемый в шахту воздух должен обеспечивать поддержание нормального состава рудничной атмосферы и вынос из шахты вредных газов, выделяющихся из угля и боковых пород, газов взрывных работ, газов, образующихся при зарядке аккумуляторов, и т. д. Решая вопросы борьбы с вредными и взрывчатыми газами, необходимо одновременно стремиться к обеспечению нормальных тепловых условий в рабочих забоях. Последнее особенно важно для глубоких шахт.

Согласно Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах количество воздуха, необходимого для проветривания подземных выработок, должно рассчитываться: 1) по наибольшему количеству людей, занятых одновременно на подземных работах; 2) по углекислоте; 3) по метану и 4) по газам, образующимся при взрывных работах.

По каждому из перечисленных факторов расчет ведется самостоятельно.

Подсчет количества воздуха по максимальному количеству людей, занятых одновременно на подземных работах, производится по формуле

$$Q = 6 \cdot n, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (294)$$

где 6 — норма подачи воздуха на 1 человека по Правилам безопасности, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n — наибольшее количество людей, задалживаемых в шахте в смену.

Если n неизвестно, его определяют приближенно, деля суточную добычу на производительность одного подземного рабочего и умножая на коэффициент запаса 1,1.

Подсчет количества воздуха по метану производится по следующим формулам:

а) для шахт I, II и III категории по газу

$$Q = q \cdot T, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (295)$$

где q — расчетная норма подачи воздуха на 1 m суточной добычи, принимается согласно табл. 48.

T — среднесуточная добыча шахты, m ;

б) для шахт сверхкатегорных по метану

$$Q = \frac{Q_r \cdot 100}{p \cdot 24 \cdot 60} = \frac{q_r T \cdot 100}{p \cdot 24 \cdot 60}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (296)$$

где Q_r — количество газа, выделяющегося в шахте за сутки;

q_r — количество газа, выделяющегося в шахте на 1 m добычи, $\text{м}^3/m$;

p — допустимый процент содержания газа в исходящей струе.

Для предусматриваемого по ПБ значения $p = 0,75\%$ формула (296) может быть представлена в виде

$$Q = 0,925 Q_r, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (297)$$

или

$$Q = 0,0925 q_r T, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (298)$$

Таблица 48

Нормы подачи воздуха в шахту на 1 m среднесуточной добычи

Относительная газообильность шахты ($\text{м}^3/m$) по CH_4 или CO_2	Категория (группа) шахты по газу	Необходимое количество воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$) на 1 m суточной добычи
До 5	I	1,00
От 5 до 10	II	1,25
10 . 15	III	1,50
15 и выше	IV (сверхкатегорные)	Количество воздуха должно быть не менее 1,5 $\text{м}^3/m$ и рассчитано таким образом, чтобы содержание CO_2 или CH_4 в общей исходящей струе было не более 0,75%

В тех случаях, когда по шахте проектируется проведение предварительной дегазации пластов, Q_r (или q_r) принимается с учетом последней.

Расчет по углекислоте производится по нормам и формулам расчета по метану.

Подсчет количества воздуха по газам, образующимся при взрывных работах, производят по формуле

$$Q = \frac{12500 \cdot A \cdot b}{t}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (299)$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;
 b — объем ядовитых газов, образующихся при взрывании 1 кг ВВ, м³;
 t — время проветривания забоя после взрывных работ, мин.;
 12500 — коэффициент, вычисленный из расчета разжижения ядовитых продуктов взрыва настолько, чтобы содержание условной окиси углерода в атмосфере забоя было не более 0,008% по объему.

Если принять $b = 0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$ и $t = 30$ мин. по ПБ (за исключением случаев массовых взрывов), то при этих условиях формула (299) может быть представлена в следующем виде:

$$Q = 16,7A, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (300)$$

При подсчете Q для шахты в целом дополнительных количеств воздуха для проветривания складов и камер не предусматривается.

При подсчете Q для шахты по отдельным забоям в расчет включают все очистные и подготовительные забои, а также камеры, проветриваемые обособленной струей.

В этом случае для угольных шахт нормы воздуха q для расчета по формуле $Q = qT$ не даются, но обычно принимают для забоев те же нормы, что и для шахты в целом. Это обосновывается теми соображениями, что поскольку при расчете по формуле (295) запас воздуха учитывается в конечном счете отдельно, то нормы количества воздуха, даваемые ПБ для подсчетов по этой формуле, должны быть отнесены к забоям непосредственно.

Однако по этому вопросу есть и другие рекомендации, например предложение подсчитывать количество воздуха, необходимого для проветривания угольной лавы, из условия, что содержание метана в исходящей струе лавы не должно превышать 1%.

Количество воздуха, необходимого для проветривания камер, определяется по формулам:

а) для проветривания складов ВМ и камер центрального водоотлива

$$Q = 0,0666U, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (301)$$

где U — суммарный объем выработок склада ВВ или камеры водоотлива;

б) для зарядных камер

$$Q = \frac{q_{\text{вод}}}{K_{\text{вод}}} \cdot 100, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (302)$$

где $K_{\text{вод}} = 0,5$ — допустимое содержание водорода в воздухе, %;
 $q_{\text{вод}}$ — объем выделяющегося водорода, который находится из выражения

$$q_{\text{вод}} = \frac{1}{60} \cdot 0,000627 \cdot \frac{760}{P_0} \cdot \frac{273+t}{273} (j_1 a_1 + j_2 a_2 + \dots), \text{ м}^3/\text{мин},$$

где 0,000627 — объем водорода, выделяющегося в час из одного элемента при токе в 1 а, м³;

$j_1, j_2 \dots$ — величины зарядных токов, а;

$a_1, a_2 \dots$ — число элементов в батарее;

P_0 — атмосферное давление, мм рт. ст.;

t — температура воздуха в камере, град.

Количество воздуха, необходимого для проветривания электровозных депо, принимают:

депо на 2—3 электровоза (234—336 м ³)	...	16—22 м ³ /мин
„ „ 5—10 электровозов (562—960 м ³)	...	38—64 „
„ „ 11—20 „ (1320—1540 „)	...	88—103 „

Расход воздуха для проветривания остальных камер можно принимать равным 30 м³/мин.

Для рудных шахт подсчет количества воздуха по людям, углекислоте и метану производится по тем же формулам, что и для угольных шахт. Что же касается формулы подсчета по газам ВВ, то общая формула $Q = \frac{12500Ab}{t}$, хотя и может быть использована, но признается недостаточной. Большое разнообразие условий осуществления взрывных работ и условий проветривания рудных шахт требует соответствующего учета при проектировании.

Наиболее полно вопросы расчета количества воздуха для проветривания рудных шахт даны в работах В. Н. Воронина и С. И. Луговского.

Для отдельных типичных случаев указанные авторы дают следующие формулы определения потребного количества воздуха.

1. Для систем разработки, при которых рабочее пространство представляет собой камеру, проветриваемую сквозной струей,

$$Q = 2,3 \frac{V_k}{Kt} \lg \frac{500A}{V_k}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (303)$$

где V_k — объем проветриваемой камеры, м³;

K — коэффициент турбулентной диффузии (см. гл. IV, § 21);

t — время проветривания, сек.;

A — количество одновременно взрывающегося ВВ, кг.

Значение коэффициента турбулентной диффузии при проветривании круглой свободной струей берут из таблицы (приложение 13), если для камеры соблюдается условие

$$\frac{al_k}{\sqrt{S}} \geq 0,38,$$

где a — коэффициент, равный 0,06—0,10 (большее значение принимается для шероховатых выработок);

S — поперечное сечение воздухоподводящей выработки, $м^2$;

l_k — длина камеры, $м$.

Если это условие не соблюдается, коэффициент вычисляется по формуле

$$K = 1,35 \frac{al_k}{\sqrt{S}} \left(1 - 1,12 \frac{al_k}{\sqrt{S}} \right). \quad (304)$$

Для других случаев (плоская свободная струя, неполные струи и т. д.) проветривания одиночной камеры или при проветривании группы камер показатель K и техника подсчета будут несколько иными.¹

II. Для систем разработки с очистным пространством в виде штрекообразной выработки

$$Q = \frac{0,4}{t} \sqrt{ASL}, \text{ } м^3/\text{сек}, \quad (305)$$

где A — количество взрываемых ВВ, $кг$;

S — площадь поперечного сечения рабочего пространства, $м^2$;

L — длина рабочего пространства, $м$;

t — время проветривания, $мин$.

III. Для систем разработки, при которых рабочее пространство не проветривается деятельной сквозной струей.

При таких системах разработки отбойка производится в большинстве случаев массовыми взрывами. Поэтому предусматривают 2 периода в проветривании: первый — удаление газов, выброшенных в выработки при взрыве — период усиленного проветривания; второй — удаление газов при выпуске отбитой руды — период нормального проветривания.

Для усиленного проветривания после массового взрыва при камерной системе разработки с послонной отбойкой руды горизонтальными скважинами количество воздуха подсчитывается по формуле

$$Q = 2,3 \frac{V_3}{t} \lg \frac{iK^2 b_a b}{V_3 c_k (Ab_a + V_n)}, \text{ } м^3/\text{сек}, \quad (306)$$

¹ См. В. Н. Воронин и Л. Д. Воронина. Проветривание металлических рудников после взрывных работ, ч. II. Изд. АН СССР, 1946.

где A — фактически взорванный заряд ВВ, кг;

$i = 0,175$ при отношении $\frac{V_n}{A} = 3 \text{ м}^3/\text{кг}$; $i = 0,250$ при том же отношении в пределах от 3 до 10 и $i = 0,300$ при отношении более 10;

V_n — свободный объем очистного пространства в камере, м^3 ;

$b_a = 0,90$ — приведенный объем всех газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, м^3 ;

$b = 0,04$ — количество ядовитых газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, м^3 ;

V_3 — объем выработок, загазированных при взрыве ($V_3 = V_{исх} + b_a i A$), м^3 ;

$V_{исх}$ — объем выработки по исходящей струе, м^3 ;

t — время проветривания, сек.;

$c_k = 0,00008$ — конечная допустимая концентрация газа, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

При нормальном проветривании

$$Q_n = \frac{40,3}{t'} \sqrt{A_y V_b}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (307)$$

где t' — время проветривания после взрыва заряда для вторичного дробления, его можно принимать равным 300 сек.;

$A_y = A_1 + A_2$ — величина условного заряда, газовыделение которого равно сумме газовыделений из выпускаемой и из раздробляемой руды;

V_b — объем проветриваемой выработки (орта), считая от ее начала до сборной вентиляционной сбойки, м^3 .

$$A_1 = \varepsilon \frac{P_c V_{св} t'}{\gamma_p t_b b_a},$$

где $\varepsilon = 2,7$ — коэффициент, учитывающий интенсивность газовыделения в начальный период выпуска руды;

P_c — суточное количество руды, выпускаемой из дучек данного орта, t ;

$V_{св}$ — свободный объем руды, который можно принимать равным $0,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$;

γ_p — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, $t/\text{м}^3$;

t_b — время выпуска руды в течение суток, сек.;

$b_a = 0,9$ — объем газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, $\text{м}^3/\text{кг}$;

t' — время проветривания, принимаемое равным 300 сек.;

A_2 — количество ВВ, расходуемого при вторичном дроблении.

Для подсчета количества воздуха при проветривании блоков при системе этажного самообрушения пользуются приведенной выше формулой (307)

$$Q = \frac{40,3}{t'} \sqrt{V_{\text{в}} A_{\text{у}}}, \text{ м}^3/\text{сек.}$$

В этой формуле принимают:

при подсечке массива время проветривания $t' = 1800$ сек. (30 мин.) и включают в загазированный объем все выработки до поверхности;

при выпуске руды и дроблении негабарита $t' = 300$ сек., а загазированный объем — только орт скреперования от лебедки до сборной вентиляционной сбойки.

При массовом взрыве при системе этажного принудительного обрушения пользуются формулой

$$Q = \frac{50}{t} \sqrt{A_{\text{у}} V_{\text{з}}}, \text{ м}^3/\text{сек.}, \quad (308)$$

где

$A_{\text{у}}$ — условный заряд, равный iA ;

значения i принимают равными: для блоков с одной верхней поверхностью контакта с разрушенными породами — 0,157, с верхней и одной боковой поверхностью — 0,125 и с верхней и 2—3 боковыми поверхностями — 0,115;

$V_{\text{з}} = V_{\text{сх}} + iAb_{\text{а}}$ — объем загазированных выработок, м^3 ;

$V_{\text{исх}}$ — объем загазированных выработок в сторону исходящей струи, м^3 ;

$b_{\text{а}} = 0,9$ — объем газов от взрыва 1 кг ВВ, м^3 ;

t — время проветривания, сек.

При нормальном проветривании в этом случае расчет ведется по приведенной выше формуле (307)

$$Q = \frac{40,3}{t'} \sqrt{V_{\text{в}} A_{\text{у}}}, \text{ м}^3/\text{сек.}$$

При ликвидации потолочины расчет проветривания ведут, пользуясь формулой (308), но принимают значения i для пустот, находящихся ниже на 1—2 этажа от наносов, 0,095, а для пустот, находящихся под несколькими отработанными этажами, 0,124.

Для рудных шахт требуется производить расчет количества воздуха «по пыли». Однако общепризнанных методов такого расчета нет.

В. Н. Ворониным предложено распределение шахт на категории по пыли: I категория — с выделением пыли (мельче 5—10 микрон) до $1000 \text{ мг}/\text{м}^3$, II — от 1000 до $5000 \text{ мг}/\text{м}^3$; III — от 5000 до $20\,000 \text{ мг}/\text{м}^3$; сверхкатегорные — более $20\,000 \text{ мг}/\text{м}^3$.

Соответственно требуемое количество воздуха составит: для I категории — до $0,4 \text{ м}^3/\text{т}$ в минуту; для II — от $0,4$ до $2 \text{ м}^3/\text{т}$. Считается при этом, что на рудниках III категории, где тре-

буется воздуха от 2 до 8 м³/т, и сверхкатегорных при норме выше 8 м³/т борьба с пылью вентиляционными средствами затруднительна и необходимо переводить эти рудники в более низкие категории за счет внедрения комплексов противопыльных мероприятий.

П. И. Мустель, как указывалось выше, считает, что для расчета количества воздуха по пыли применимы формулы расчета воздуха на разжижение газов ВВ с заменой в них количества ВВ (в килограммах) количеством кварцевой пыли (в граммах).

С. И. Луговский рекомендует рассчитывать нужное количество воздуха «по пыли», исходя из скорости движения воздуха, которую он рекомендует принимать для выработок грохочения и скреперования руды в очистных блоках равной 0,5 м/сек и для всех остальных выработок 0,25 м/сек.

Общешахтный дебит воздуха находят как сумму дебитов, найденных для участков и забоев.

Наибольшее из вычисленных по указанным факторам количество воздуха принимается за исходное и затем увеличивается для учета:

а) необходимости проветривания резервных забоев из расчета подачи в них 50% от того количества воздуха, которое требуется для проветривания действующего забоя;

б) неравномерности добычи и неравномерности газовыделения в забоях в зависимости от характера производственных процессов;

в) утечек воздуха по пути его следования.

Каждая из этих поправок выражается коэффициентом 1,1—1,2 и при подсчете по забоям учитывается отдельно. Поправка на неравномерность газовыделения вводится непосредственно для забоя, добавочные количества воздуха и утечки учитываются от того пункта по схеме, в котором они будут иметь место.

При подсчете Q для шахты в целом обычно берется один общий коэффициент, учитывающий все поправки. По действующим в данное время нормативам проектирования коэффициент этот принимается для угольных шахт равным 1,45. При центральной схеме проветривания требующийся коэффициент запаса может оказаться большим, чем при диагональной схеме.

Для рудных шахт Криворожского бассейна С. И. Луговский предложил принимать коэффициент запаса воздуха:

для шахт, не имеющих в зоне обрушения старых карьеров	1,4
для шахт, имеющих старые карьеры на одном крыле . .	1,5
то же, на обоих крыльях	1,6

Вопрос об установлении значения коэффициента запаса воздуха является довольно сложным и общей методики его установления пока нет. А. И. Ксенофонта и К. З. Ушаков, специально исследовавшие этот вопрос [45], рекомендуют при уста-

новлении коэффициента запаса воздуха для проветривания газовых шахт учитывать только неравномерность газовыделения и ту часть утечек, которая разбавляет метан свыше нормы (с учетом неравномерности выделения последнего) и относится к бесполезным потерям. На основе материалов по Сталино-Макеевскому району Донбасса указанные авторы рекомендуют для шахт, сходных с обследованными, принимать коэффициенты запаса для подземных работ (т. е. без учета утечек у вентилятора):

для сверхкатегорных шахт	1,30
для шахт I—III категорий	1,50

Очевидно, что эти рекомендации являются пока лишь частными и подлежат опытной проверке на шахтах Донецкого и других бассейнов.

Определенное с учетом коэффициента запаса количество воздуха принимается за окончательное, необходимое для проветривания подземных работ, и отмечается на расчетной схеме проветривания.

Обычно производительность шахты за срок ее существования принимается в проекте постоянной, постоянным же считают и расход ВВ, соответствующий данной производительности. Но газообильность шахты по горизонтам с глубиной обычно бывает разная. В этом случае количество воздуха, необходимого для проветривания шахты, в разные периоды ее существования будет также разным.

Это положение необходимо учитывать в проекте не только при решении вопросов вентиляции, но и вопросов вскрытия. Сечения основных вскрывающих выработок и канала вентилятора, которые будут существовать в течение всего срока отработки шахтного поля, обязательно должны быть проверены на скорость прохождения по ним максимального за весь этот срок количества воздуха (обычно это количество воздуха, необходимого для проветривания нижнего горизонта при проектной добыче шахты). Для этажных главных вскрывающих выработок сечения их проверяются на скорость движения максимального количества воздуха, необходимого для проветривания данного этажа.

§ 54. ВЫБОР СИСТЕМЫ, СПОСОБА И СХЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ

В вентиляции по отдельным вопросам пока еще не введено четкой, единой и обязательной терминологии. Например, к часто применяемым, но не всегда одинаково понимаемым терминам относятся: система вентиляции, способ вентиляции и схема вентиляции.

В данном разделе принята с некоторыми изменениями, терминология, предложенная А. Ф. Каратаевым [36].

Системой вентиляции шахты названа совокупность вентиляционной сети шахты и включенных в нее источников тяги, т. е. совокупность элементов, составляющих единую аэродинамическую систему.

Шахта может представлять собой единую систему вентиляции (иметь общее проветривание) или быть разделенной на несколько секций с самостоятельной системой вентиляции в каждой из них (секционное проветривание).

Способом проветривания (вентиляции) назван способ получения разности давлений, необходимой для перемещения воздуха в вентиляционной сети. Различают:

а) нагнетание воздуха вентилятором — нагнетательное проветривание;

б) всасывание воздуха вентилятором — всасывающее проветривание;

в) комбинацию всасывания и нагнетания — нагнетательно-всасывающее, или комбинированное, проветривание;

г) проветривание естественной тягой — естественное проветривание.

Схемой вентиляции шахты назван определенный порядок распределения и движения воздуха по выработкам, обусловленный расположением рабочих забоев и горных выработок.

В зависимости от взаиморасположения выработок, по которым проходят главные входящие и исходящие струи, известны следующие основные схемы проветривания:

1. центральная: а) с центральным расположением стволов, используемых для входящей и исходящей струй; б) с центрально-отнесенным расположением стволов;

2) диагональная (фланговая): а) крыльевая — когда при восходящем проветривании очистных забоев целое крыло шахты имеет одну общую выработку для исходящей струи; б) групповая — когда одна выработка для исходящей струи имеется не для всего крыла, а лишь для группы участков данного крыла; в) участковая — когда каждый участок имеет свою выработку для исходящей струи.

При нисходящем проветривании определяющим будет наличие общих выработок для входящих струй;

3) комбинированная, имеющая элементы центральной и диагональной схем.

Схематически принятая терминология отражена на представленной схеме (рис. 215).

При проектировании вопрос о том, будет ли шахта иметь единую вентиляционную систему или комплекс систем, решают, исходя из размеров шахты, сложности организации управления ее проветриванием при единой вентиляционной системе и сложности разделения ее на несколько систем.

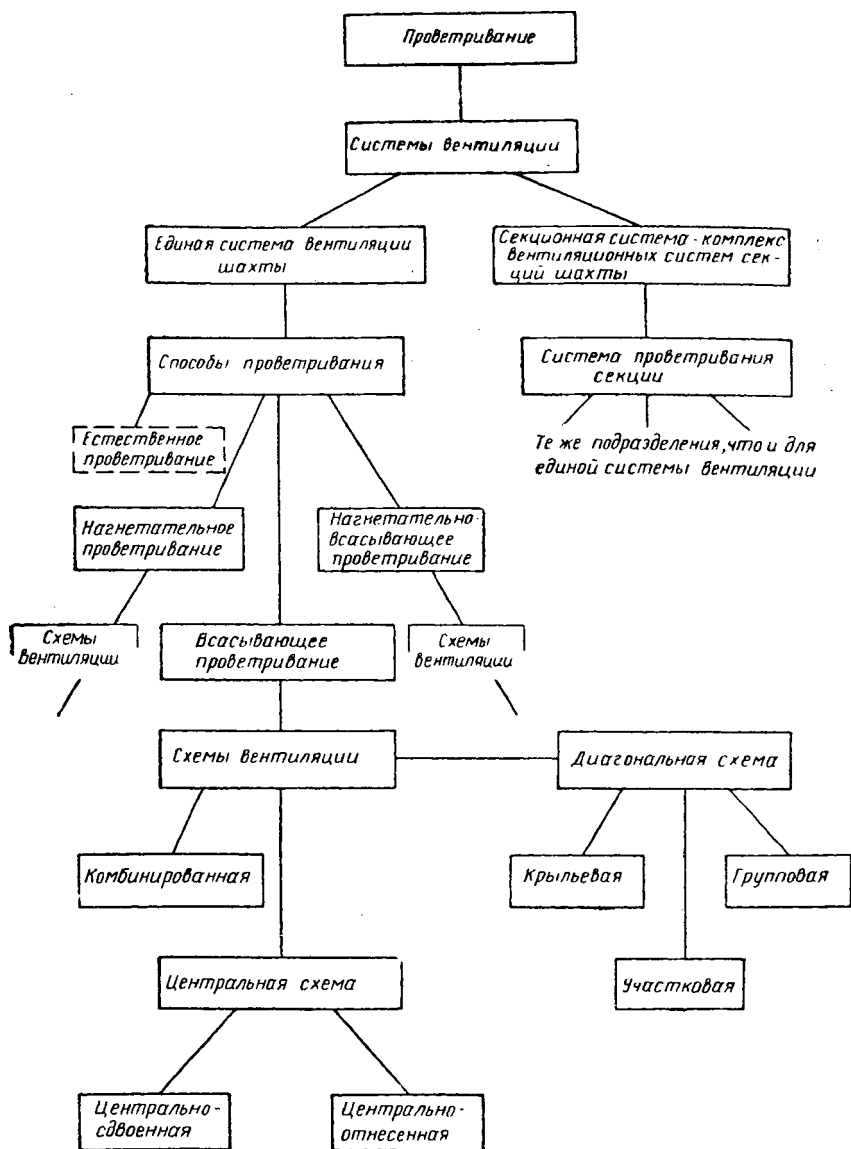


Рис. 215. Классификация вентиляционных схем

В подавляющем большинстве случаев для шахты принимают одну систему, прибегая к секционному проветриванию только при крупных шахтах или при объединении в одну производственную единицу двух-трех отдельных шахт. При разделении шахты на секции должна быть предусмотрена надежная изоляция выработок разных секций друг от друга, чтобы исключить возможность нарушения вентиляции участков вследствие короткого замыкания струй, относящихся к разным вентиляционным системам.

Выбор способа проветривания в определенной степени ограничивается Правилами безопасности, а именно:

1) для угольных шахт запрещается применение только естественного проветривания: для рудных шахт при особо благоприятных условиях оно допускается с разрешения ГТИ;

2) нагнетательное проветривание допускается для негасовых шахт и первого горизонта шахт I и II категорий по газу. С особого каждый раз разрешения Госгортехнадзора нагнетательное проветривание допускается также для всех категорий шахт, опасных по газу, на штольневых горизонтах при горном рельефе местности;

3) всасывающее проветривание является обязательным для газовых шахт, за исключением случаев, отмеченных в пункте втором;

4) нагнетательно-всасывающее проветривание допускается для всех шахт при главном нагнетающем и вспомогательных всасывающих вентиляторах, при условии, что в очистных забоях создается разрежение.

Нагнетательное проветривание удобно в том отношении, что оно допускает возможность осуществления диагональной схемы при восходящем проветривании забоев и при наличии одной вентиляторной установки в центре поля.

Такой вариант выгоден при разработке верхней части месторождения, когда нет смысла иметь общий для всей шахты вентиляционный горизонт и для каждого добычного участка или группы их можно иметь один участковый или групповой вентиляционный шурф.

При отработке второго и последующих горизонтов от этой схемы проветривания легко перейти к диагональной крыльевой или к центральной схеме проветривания.

От нагнетательного способа проветривания при расположении вентилятора на воздухоподающем стволе в центре шахтного поля в случае надобности (например, при появлении газа или при недостаточности напора нагнетающего вентилятора по всем или некоторым направлениям вентиляционной струи и невозможности снижения депрессии) легко перейти к нагнетательно-всасывающему проветриванию.

Нагнетательное проветривание удобно также при наличии сообщения действующих выработок с поверхностью через выра-

ботанные пространства, так как исключает подсос воздуха из последних, что весьма существенно, если в выработанных пространствах имеет место образование каких-либо вредных газов, например углекислоты. Кроме того, очевидно, что перепад давлений между вентиляционным штреком и поверхностью при восходящем проветривании и нагнетающем вентиляторе меньше, чем при том же условии, но при всасывающем вентиляторе, следовательно, меньше будут и утечки на поверхность или подсосы с поверхности через выработанное пространство.

Основной недостаток нагнетательного проветривания, из-за которого запрещено его применение в газовых шахтах, состоит в том, что в период аварийной остановки вентилятора, когда давление в действующих выработках снижается до атмосферного, воздух из выработанных пространств, где при нагнетании он находится под давлением выше атмосферного, будет частично выходить в действующие выработки. Это может привести к быстрому загазированию действующих выработок до опасных пределов. Неудобно нагнетательное проветривание также и из-за необходимости герметизации подающего воздух ствола (обычно клетового).

Всасывающее проветривание создает меньшую по сравнению с нагнетательным проветриванием опасность загазирования выработок при аварийной остановке вентилятора. В этом случае в момент повышения в выработках давления до атмосферного воздух из действующих выработок поступает в выработанное пространство, за счет чего временно задерживается газовыделение из последнего. При этом следует, однако, учитывать, что при пуске вентилятора после его остановки до момента создания разрежения в выработанном пространстве воздух из него будет более интенсивно поступать в действующие выработки, вследствие чего возможно повышение газосодержания в их атмосфере.

При центральной схеме проветривания всасывающий вентилятор может быть один (не считая резервного) при установке этого вентилятора на грузовом стволе. Но в случае применения фланговой схемы проветривания при необходимости восходящего проветривания забоев приходится ставить вентиляторы на каждом из фланговых стволов, что усложняет управление проветриванием. Однако это усложнение в некоторой степени компенсируется большими возможностями регулирования распределения воздуха за счет изменений режимов работы фланговых вентиляторов.

От всасывающего проветривания можно перейти к комбинированному за счет установки нагнетающего вентилятора на клетовом стволе или в другой пригодной для этих целей выработке.

Нагнетательно-всасывающее проветривание невыгодно из-за большого числа вентиляторных установок и сложности управле-

ния проветриванием, но оно: 1) позволяет распределить общую депрессию шахты на два последовательно работающих вентилятора, расположенных на разных стволах, что облегчает борьбу с утечками воздуха у вентиляторной установки; 2) дает большие возможности в получении высоких напоров в вентиляционной сети; 3) облегчает борьбу с утечками через выработанное пространство, так как при правильном управлении проветриванием в районе очистных работ, на границе действий нагнетающего и всасывающего вентиляторов давление воздуха будет близко к атмосферному. Следовательно, минимальным будет пе-

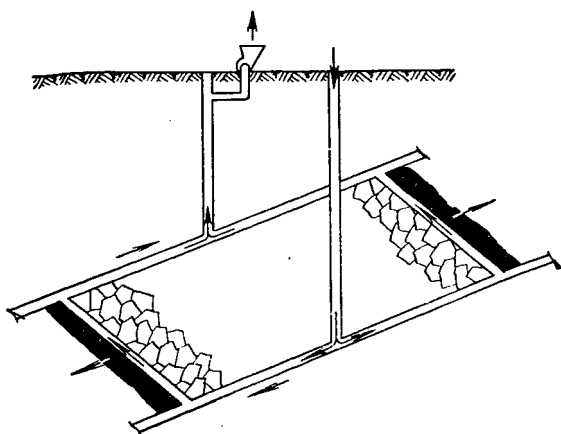


Рис. 216. Центральная схема проветривания

репад давления, вызывающий утечки по направлению: горные выработки — выработанное пространство — земная поверхность. Последнее особенно важно при разработке самовозгорающихся углей.

Выбор схемы проветривания производится на основе оценки конкретных особенностей схем в сочетании с определенным способом проветривания и значимости этих особенностей для условий проектируемой шахты.

Характерным для центральной схемы проветривания (рис. 216) является параллельное, но противоположно направленное движение входящей (до забоя) и исходящей (от забоя) вентиляционных струй по откаточному и вентиляционному горизонту; поэтому данную схему называют также и взвратноточной.

Для осуществления проветривания по центральной схеме нужно наличие только двух стволов, в качестве которых используются обычно основной и вспомогательный стволы шахты. Вентиляционная установка при этом только одна и расположена обычно в пределах шахтной площадки, в комплексе с другим оборудованием шахтной поверхности.

Отсутствие надобности в дополнительных вентиляционных стволах (меньшие капитальные затраты), возможность осуществления нормального проветривания тотчас по проходке стволов, удобства, связанные с обслуживанием и управлением одной вентиляторной установкой, являются основными преимуществами этой схемы.

Недостатки ее состоят в большом колебании депрессий за период отработки этажа; в относительно большой максимальной депрессии, так как при работе у границ шахтного поля вентиляционная струя по горизонтам дважды проходит длину проветри-

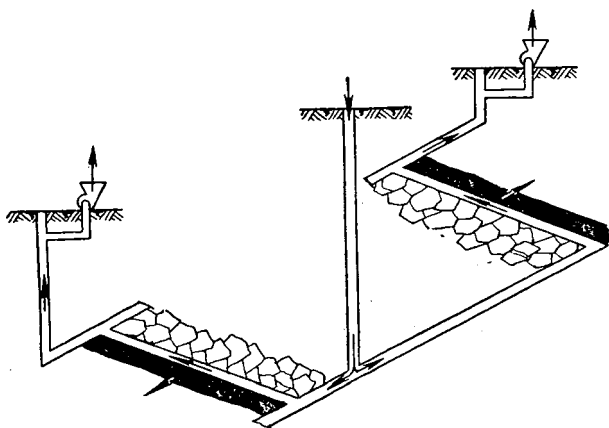


Рис. 217. Диагональная схема проветривания

ваемого крыла; в необходимости иметь вентиляционный горизонт, выработки которого все или частично должны поддерживаться на всю длину шахтного поля; в трудности борьбы с утечками воздуха у вентиляторных установок, учитывая их относительно высокую депрессию и расположение на стволах, используемых для спуска-подъема; в трудности предотвращения утечек и коротких замыканий между входящей и исходящей струями, особенно в рудничных дворах при центрально-сдвоенном расположении стволов. При центрально-отнесенной схеме проветривания для установки вентилятора иногда используют шурф или другую выработку в центре поля. Это облегчает борьбу с утечками, но при этом необходимо проходить и поддерживать дополнительные вентиляционные выработки. Менее удобным относительно общего комплекса становится размещение вентилятора.

При диагональной схеме проветривания (рис. 217) воздух движется только от ствола шахты к границам шахтного поля, поэтому эту схему называют также и прямоточной.

Диагональная схема с участковыми шурфами удобна в сочетании с нагнетательным способом проветривания при разработке первого горизонта шахты при небольших наносах. Для осуществления ее в верхней части каждого очистного забоя проходит опережающий его вентиляционный просек, который сбивается с земной поверхностью шурфами через 50—250 м.

При этой схеме обеспечивается минимальная депрессия вентилятора, возможность полного погашения вентиляционного горизонта. Наличие большого числа выходов создает относительно большую безопасность работ.

Крыльевая и групповая диагональные схемы в сочетании с основным способом проветривания — всасывающим — обладают следующими достоинствами: относительным постоянством нагрузки на вентилятор и меньшей в сравнении с центральной схемой максимальной депрессией последнего; меньшими утечками в вентиляционной сети; большими возможностями борьбы с утечками у вентиляторов, так как последние часто располагаются на стволах, не выполняющих операций по подъему-спуску; наличием возможностей регулирования воздухораспределения в шахте за счет изменения нагрузок вентиляторов; большим количеством выходов из шахты.

Диагональная схема создает также хорошие условия для применения нагнетательно-всасывающего способа проветривания.

Основные недостатки крыльевых и групповой диагональных схем: необходимость проходки дополнительных капитальных выработок; большее число вентиляторных установок и худшие условия их обслуживания; сложность в осуществлении реверсирования вентиляционных струй и автоматизации управления установками; в некоторых случаях большие потери угля в охранных целиках; более поздний ввод шахты в эксплуатацию из-за необходимости сбойки основного и вентиляционных стволов.

Исходя из конкретных условий и учитывая длительность срока отработки шахтного поля, принимают иногда разные схемы вентиляции для разных периодов работы шахты.

Так, например, если пологий газовый пласт вскрывается вертикальными центрально-сдвоенными стволами с капитальными бремсбергами и уклонами, то при отработке этажей бремсбергового поля часто принимают центрально-отнесенную схему проветривания, переходя в дальнейшем при отработке этажей уклоного поля к центрально-сдвоенной схеме.

Сразу принять центрально-сдвоенную схему нельзя вследствие запрещения нисходящего направления движений исходящей струи воздуха по капитальному бремсбергу. Сохранять до конца отработки центрально-отнесенную схему невыгодно из-за необходимости поддержания капитального бремсберга.

Если в проекте предполагается в качестве основной диагональная (фланговая) крыльевая схема, это не значит, что эта же

схема обязательна и для первого горизонта. При малой величине наносов будет, по-видимому, целесообразнее для первого этажа принять диагональную участковую схему при нагнетательном проветривании, что позволит ввести шахту в эксплуатацию, не создавая вентиляционного горизонта.

Крыльевую же схему следует принять для проветривания горизонтов, начиная со второго, когда в качестве вентиляционных могут быть использованы откаточные выработки первого горизонта.

Особенности месторождений и отдельных шахтных полей, определяющие в значительной мере решение вопросов вскрытия, находят отражение и в принимаемых схемах проветривания.

Так, для Подмосковского бассейна характерно горизонтальное или близкое к нему залегание пластов, отсутствие в шахтах метана и наличие выделений углекислого газа, сложные гидрогеологические условия (обводненность, наличие плывунов и т. д.). Шахтные поля вскрываются преимущественно вертикальными центрально-сдвоенными стволами и отрабатываются панелями.

В этих условиях наибольшее распространение получила центрально-сдвоенная схема вентиляции при нагнетательном способе проветривания.

В 1951 г. по комбинату Тулауголь [102] проветривалось по центральной схеме 68%, а по комбинированной, с нагнетанием воздуха по шурфам, — 32% шахт. В последнее время находят распространение диагональные схемы с нагнетанием свежего воздуха по стволу и отводом исходящей струи через вентиляционные скважины.

Для Кузнецкого бассейна в целом характерно наличие свит пластов, а для южного Кузбасса — преимущественно мощных крутых пластов с самовозгорающимися углями. Месторождение углей имеет значительную нарушенность, пласты газоносны. Мощность наносов небольшая. В этих условиях больше 90% шахт имеют диагональные схемы проветривания [14, 15], главным образом групповые, причем наряду с всасывающим способом проветривания широкое и все возрастающее значение приобретает нагнетательно-всасывающий способ.

Принципиальные решения по комплексу вопросов вентиляции должны быть приняты уже при проработке вопросов вскрытия шахтного поля.

В тех случаях, когда проветривание шахты не может вызвать особых затруднений, основой решения вопросов вскрытия являются общие вопросы технической и экономической целесообразности его вариантов, но при разработке сильно газовых или самовозгорающихся углей и при разработке на больших глубинах вопросы проветривания в ряде случаев являются уже определяющими в выборе вариантов вскрытия и разработки шахтного поля.

Учитывая сложность выбора системы и схем проветривания, при проектировании часто прибегают к решению его методом технико-экономического сравнения наиболее целесообразных вариантов.

§ 55. РАСЧЕТ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ

Расчет вентиляционной сети производят с целью выяснения фактической возможности обеспечения проветривания рабочих забоев при принятых проектом условиях и с целью получения значений Q и h для выбора электромеханического оборудования вентиляции.

Ввиду того, что работа вентилятора экономична лишь в определенных границах изменения эквивалентного отверстия шахты, при расчете сети должны быть выявлены возможные границы этого изменения, т. е. подсчитаны значения Q и h , соответствующие наиболее трудным и наиболее легким условиям проветривания. При этом, если за срок существования шахты проектом не предусматривается изменение принципиальной схемы проветривания и колебание эквивалентного отверстия шахты в течение этого периода невелико, выбирают один вентилятор на весь срок существования шахты. В противном случае расчет вентиляции делают отдельно на каждый период и для каждого периода определяют соответственные пределы изменения значений Q и h . Иногда, если срок существования шахты большой, выбор вентилятора производят только для первого периода ее работы, но это не исключает необходимости подсчета Q и h для наиболее трудного в отношении проветривания периода, с целью проверки правильности решения вопросов вскрытия шахты для более поздних периодов ее существования.

В качестве основы для составления детальной расчетной схемы проветривания используют обычно календарный план выемки запасов. Из календарного плана, дающего картину расположения забоев во времени и пространстве, легко установить путем приближенных подсчетов периоды наименьшей и наибольшей нагрузки на вентилятор в течение всего рассматриваемого отрезка времени. Соответственно этим периодам и составляются детальные расчетные схемы проветривания.

В тех случаях, когда календарный план выемки запасов не составляется, необходимо задаться определенной схемой расположения забоев и распределения по ним добычи, исходя из общих соображений о порядке отработки пластов. Расчетная схема составляется в прямых линиях по типу схемы, представленной на рис. 145. На схеме наносятся для выбранного периода все действующие и резервные забои, выработки, используемые для вентиляции, и направление движения всех вентиляционных струй.

Распределение общего для шахты количества воздуха по отдельным направлениям и участкам сети производят соответ-

ственно потребностям рабочих забоев, пропорционально газобиличности, расходу ВВ или другому определяющему фактору (т. е. фактору, при учете которого получено наибольшее значение общего дебита воздуха). При этом из подготовительных забоев в схеме следует учитывать только те забои, которые проветриваются обособленной струей, а не последовательно с очистными забоями.

Установленное таким образом распределение воздуха показывают на расчетной схеме и производят проверку схемы с точки зрения ее соответствия требованиям Правил безопасности в отношении скоростей движения воздуха по выработкам и его температуры.

В целях уменьшения депрессии целесообразно разделять общее количество воздуха на возможно большее количество параллельных струй. Наличие в соединении диагоналей дает уменьшение общего сопротивления соединения, но требует предусматривать возможность обращения воздуха в ней при изменении соотношения сопротивлений параллельных ветвей, включающих диагонали.

При расчетах проветривания глубоких шахт к расщеплению входящей струи стремиться не следует, так как при снижении скорости струи увеличивается возможность прогрева воздуха.

При расчетной схеме, составленной для наиболее легких условий проветривания, подсчитывают $Q_{\text{мин}}$ и $h_{\text{мин}}$ для определения максимального эквивалентного отверстия шахты $A_{\text{макс}}$; по схеме, составленной для наиболее трудных условий проветривания, подсчитывают $Q_{\text{макс}}$ и $h_{\text{макс}}$ для определения минимального эквивалентного отверстия шахты $A_{\text{мин}}$. В зависимости от конкретных условий количество воздуха в первом и во втором случае может быть либо одинаковым, либо разным.

Если предполагается проветривать шахту одним вентилятором, то депрессию подсчитывают обычно по одной струе — по струе, наиболее трудной для проветривания, например по струе 1—4—7—8 схемы, представленной на рис. 145, полагая при этом, что в разветвлении 2—7 потери депрессии в ветвях 2—3—6—7 и 2—5—6—7 будут доведены до величины потери депрессии в ветви 2—3—4—7 путем установки в этих ветвях вентиляционных окон. Если неясно, по которому из направлений: 2—5—7, 2—3—6—7 или 2—3—4—7 можно ожидать наибольшую депрессию, то следует сделать подсчет на участке 2—7 по каждому из направлений и за расчетную депрессию принять наибольшую из полученных. Методика подсчета $h_{\text{мин}}$ и $h_{\text{макс}}$ в этом отношении одинакова. Безразлично также, один или несколько пластов находятся одновременно в работе. Во всех случаях отыскивается направление, по которому будет наибольшая депрессия, и последняя принимается за расчетную, исходя из предположения отрицательного регулирования воздуха в других струях.

Можно полагать, однако, что при проветривании глубоких шахт от этого метода в отдельных случаях целесообразно отступать, ориентируясь на одновременное применение положительного и отрицательного регулирования или на положительное регулирование.

В случае проветривания несколькими вентиляторами такого рода расчет должен быть сделан для каждого из вентиляторов, т. е. для каждого вентилятора нужно найти струю с максимальной депрессией, которую и принять за расчетную депрессию для этого вентилятора — за h_{\min} данного вентилятора, если расчет сделан по схеме, когда проветривания осуществляются наиболее легко, или за h_{\max} , если расчет сделан по схеме, предусматривающей наиболее трудный период проветривания.

Общую депрессию струи по выбранному направлению определяют как сумму депрессий последовательно соединенных выработок, омываемых этой струей. Депрессия каждой из выработок определяется по формуле

$$h = \alpha \frac{PL}{S^3} Q^2,$$

где значения периметра P , длины L и площади S берут согласно данным, принятым в других разделах проекта, а количество воздуха Q — согласно вентиляционной схеме.

Значения коэффициента α берут из таблиц или определяют по соответствующим формулам.

Расчет сводится в специальную форму (табл. 49).

Таблица 49

Расчет вентиляционной сети шахты

Участки сети	Наименование выработки	Тип крепления	$S, м^2$	α	$P, м$	$L, м$	S^3	$Q, м^3/сек$	Q^2	$h, кг/м^2$	Примечание
0—1	Ствол шахты .	Бетон									
1—2	Околоствольный двор . .										
2—3	Квершлаг . .	Металлическое									

Определенной нормы в отношении предельной величины депрессии, которую можно допустить при проектировании, не установлено, но, исходя из возможностей одиночной работы вентиляторов и существующих типов их, не следует принимать величину h_{\max} более 300 мм вод. ст. В том случае, если меньшее значение h_{\max} недостижимо, следует ориентироваться на последовательную работу вентиляторов, установленных на одном или разных стволах. На последний способ проветривания приходится ориентироваться при разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию.

§ 56. ПОДСЧЕТ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

Подсчет естественной тяги по заданному направлению производится способами, указанными в главе V.

В том случае, когда шахта проветривается одним вентилятором, естественную тягу подсчитывают только по одному направлению, по тому горизонту, через который движется основная масса воздуха. При этом естественная тяга определяется для летнего и зимнего периода отдельно. Полученные результаты подсчета учитываются при выборе вентилятора, а именно: абсолютная величина наибольшей отрицательной естественной тяги прибавляется к полученной расчетом максимальной депрессии шахты ($h_{\text{макс}} + h_e$); абсолютная величина наибольшей положительной естественной тяги или вычитается из полученной расчетом минимальной депрессии ($h_{\text{мин}} - h_e$), или чаще не учитывается, хотя это и не совсем правильно. Таким образом, учет естественной тяги практически отражается в увеличении диапазона изменения эквивалентного отверстия шахты, что имеет существенное значение при выборе вентилятора.

При проветривании шахты несколькими вентиляторами аналогичный подсчет и учет естественной тяги должен быть сделан для каждого из них.

§ 57. ВЫБОР ОСНОВНОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Проект шахты должен предусматривать весь комплекс вопросов, связанных с инженерным обеспечением принятой схемы проветривания. Детальное решение вопросов механического и электромеханического комплекса, включая решение вопросов автоматики и контроля, дается в соответствующих разделах проекта. Однако выбор вентилятора приводится обычно в разделе «Вентиляция». Близко к вопросам вентиляции примыкает также вопрос обогрева стволов. Во всяком случае принципиальное решение вопросов обогрева стволов должно быть увязано с вопросами вентиляции и не только в отношении количества воздуха, подлежащего подогреву, но и в отношении согласования работы главного и калориферного вентилятора, в частности, при нагнетательном проветривании (см. главу VI, § 34).

Основой для выбора вентилятора является количество воздуха и депрессия шахты, подсчитанные по изложенной выше методике. К этому необходимому для проветривания шахты количеству воздуха $Q_{\text{ш}}$ добавляют 10% на подсос с поверхности, получая в итоге количество воздуха, поступающего к вентилятору по каналу, $Q_{\text{в}}$. К депрессии шахты $h_{\text{ш}}$ прибавляют потери депрессии в канале, получая полную депрессию вентилятора $h_{\text{в}}$. Величины $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$ являются исходными параметрами для подбора вентилятора.

В. Б. Комаров рекомендует несколько иную методику определения исходных данных для подбора вентилятора, а именно: определяя дебит вентилятора как $Q_v = 1,1 Q_{ш}$, подсчитывают далее полную депрессию вентилятора по формуле

$$h_v = (kR_{ш} + R_{в.у}) Q_v^2, \quad (309)$$

где k — коэффициент подсоса воздуха с поверхности;

$R_{ш}$ — сопротивление шахты, $кг \cdot сек^2/м^8$;

$R_{в.у}$ — сопротивление вентиляторной установки, $кг \cdot сек^2/м^8$.

Приближенно, поскольку диаметр колеса вентилятора первоначально неизвестен, принимают

$$D = \sqrt{\frac{A_{ш}}{0,44}}, \quad (310)$$

где $A_{ш}$ — эквивалентное отверстие шахты, $м^2$.

Зная $A_{ш}$ и диапазон его изменения, по одной из изложенных в курсах механики методик выбирают вентилятор с соответствующими параметрами.

Наиболее просто подобрать вентилятор, пользуясь набором индивидуальных характеристик вентиляторов соответствующего типа. Точка с заданными параметрами Q_v и h_v должна лежать на правой нисходящей ветви характеристики, ниже ее горба на $0,1 h_{макс}$, т. е. h_v должна составлять примерно 0,9 от максимальной депрессии вентилятора при данном числе оборотов. Пределы регулирования производительности и напора выбранного вентилятора должны быть таковы, чтобы и при $A_{мин}$ и $A_{макс}$ работа его была экономична. Кроме того, обычно учитывают некоторый запас производительности вентилятора (10—20%), т. е. $A_{мин}$ должно обеспечиваться не при предельном числе оборотов и угле установки лопаток.

Мощность двигателя вентилятора определяется по формуле

$$W = \frac{Q \cdot h}{102 \cdot \eta}, \quad (311)$$

где η — общий к. п. д. вентилятора.

При выборе вентилятора надо иметь в виду, что осевые вентиляторы предпочтительнее центробежных при больших дебитах и сравнительно невысокой депрессии. При напоре свыше 300 мм вод. ст. осевые вентиляторы применять не следует. Центробежные вентиляторы применяют при более высоких напорах.

При подборе вентиляторов для параллельной работы рекомендуется принимать геометрически подобные вентиляторы одной и той же серии с равными и устойчивыми характеристиками, например типа ВЦД.

Осевые вентиляторы с резко седлообразными напорными характеристиками для установки на параллельную работу на од-

ном стволе не рекомендуются вообще. При установке на фланговых стволах их использование возможно и встречается довольно часто.

При работе нескольких вентиляторов на общую сеть следует иметь в виду, что их взаимное влияние на работу друг друга тем меньше, чем большую часть своего напора они тратят на индивидуальном участке сети. Поэтому проверку устойчивости совместной работы вентиляторов следует производить для условий, которые могут быть при наименьших отношениях значений сопротивлений индивидуальных участков вентиляционной сети к сопротивлению ее общего участка. Для проектируемой шахты, а тем более для действующей, желательно иметь также подсчет режима данного вентилятора в случае отключения или реверсирования отдельных вентиляторов, входящих в систему вентиляции.

На угольных шахтах режим проветривания обычно сохраняется один и тот же в течение суток. На рудных шахтах иногда имеет место необходимость в двух режимах: нормальном и усиленном (после производства взрывных работ).

Возможность обеспечения такого проветривания должна быть учтена уже при проектировании.

§ 58. ПОДСЧЕТ КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ И СТОИМОСТИ ПРОВЕТРИВАНИЯ

Проектирование шахт производится обычно в две или три стадии; в первом случае разрабатывают проектное задание и рабочие чертежи, во втором — проектное задание, технический проект и рабочие чертежи.

Для определения сметной стоимости всего строительства и отдельных его сооружений составляют:

а) при двух стадиях проектирования — сводный сметно-финансовый расчет со сметами или сметно-финансовыми расчетами на отдельные объекты к проектному заданию;

б) при трех стадиях проектирования — сводный сметно-финансовый расчет со сметами или сметно-финансовыми расчетами на отдельные объекты к проектному заданию и сводную смету к техническому проекту.

Как сводный сметно-финансовый расчет, так и сводная смета подразделяются на отдельные главы, а последние — на отдельные комплексы затрат. Комплекс затрат по вентиляции включают в третью главу 1-й части сметы: «Объекты подсобного, производственного и обслуживающего назначения».

По вентиляционному комплексу в смету (сводный сметно-финансовый расчет) включают:

а) горные выработки: вентиляционные шурфы и скважины, подземные камеры для вентиляторов, кроссинги;

б) строительные сооружения: здание главных вентиляторов, здание вентиляторов на шурфах, фундаменты под вентиляторы, диффузоры, вентиляционные каналы, здание калориферов, калориферные каналы;

в) оборудование вентиляции: вентиляторы главные, вентиляторы на шурфах, вентиляторы обособленного проветривания, вентиляционные трубы, калориферы.

Сметно-финансовые расчеты на отдельные объекты выполняют обычно по прейскурантам, в которых даются готовые стоимости объектов или отдельных видов работ на единицу измерения.

При подсчете стоимости вентиляции на 1 *т* добычи учитывают:

1) основную и дополнительную заработную плату, заработную плату с начислениями на нее;

2) стоимость энергии;

3) стоимость материала (смазка и т. д.);

4) стоимость различных вентиляционных сооружений и оборудования;

5) расходы на текущий ремонт вентиляционного оборудования и сооружений;

6) расходы по охране труда;

7) амортизационные отчисления (в погашение капитальных затрат по всему вентиляционному комплексу).

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

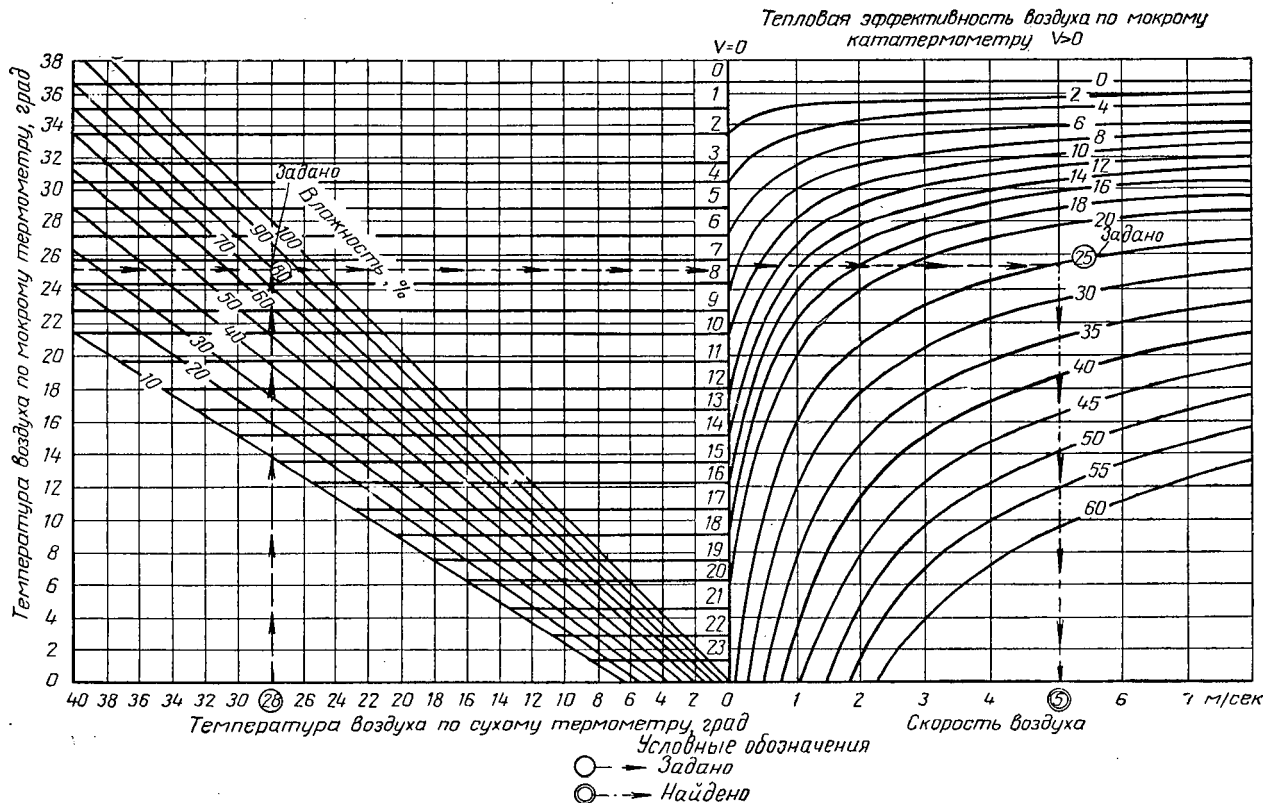
Содержание водяного пара в граммах в 1 м³ и 1 кг воздуха при нормальном атмосферном давлении и полном насыщении

<i>t, град</i>	В 1 м³ воздуха	В 1 кг воздуха	Давление водяных паров, мм рт. ст.	<i>t, град</i>	В 1 м³ воздуха	В 1 кг воздуха	Давление водяных паров, мм рт. ст.
—20	1,1	0,8	0,96	14	12,0	9,8	11,99
—15	1,6	1,1	1,45	15	12,8	10,5	12,79
—10	2,3	1,7	2,16	16	13,6	11,2	13,64
— 5	3,4	2,6	3,17	17	14,4	11,9	14,5
0	4,9	3,8	4,58	18	15,3	12,7	15,5
1	5,2	4,1	4,92	19	16,2	13,5	16,5
2	5,6	4,3	5,29	20	17,2	14,4	17,5
3	6,0	4,7	5,68	21	18,2	15,3	18,7
4	6,4	5,0	6,09	22	19,3	16,3	19,8
5	6,8	5,4	6,53	23	20,4	17,3	21,1
6	7,3	5,7	7,00	24	21,6	18,4	22,4
7	7,7	6,1	7,49	25	22,9	19,5	23,8
8	8,3	6,6	8,02	26	24,2	20,7	25,2
9	8,8	7,0	8,58	27	25,6	22,0	26,7
10	9,4	7,5	9,21	28	27,0	23,1	28,4
11	9,9	8,0	9,84	29	28,5	24,8	30,1
12	10	8,6	10,52	30	30,1	26,3	31,8
13	11,3	9,2	11,23	31	31,8	27,3	33,7

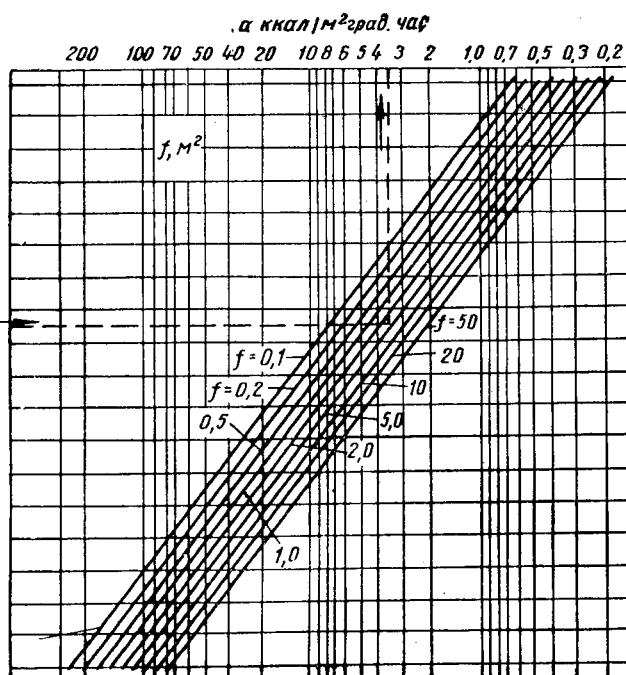
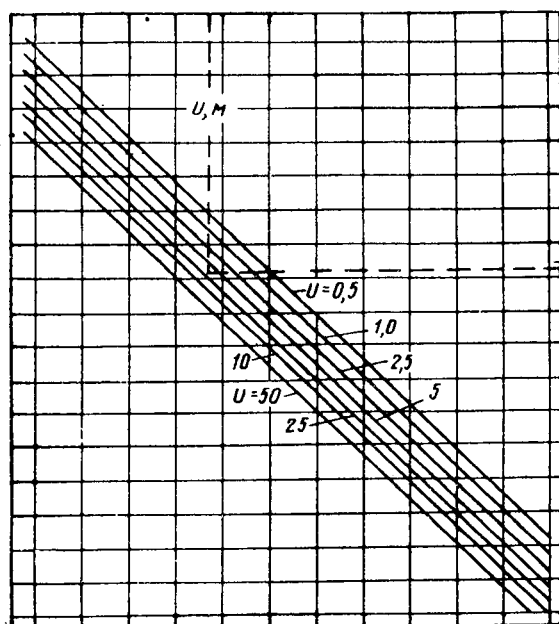
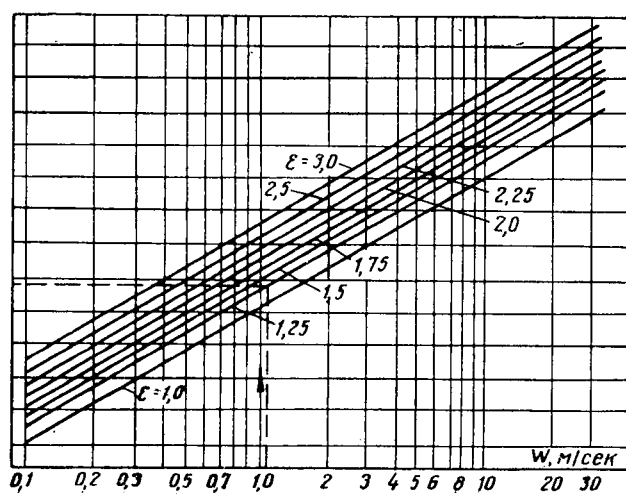
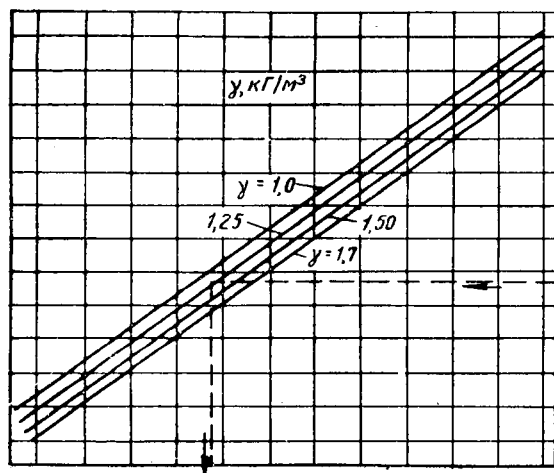
Приложение 2

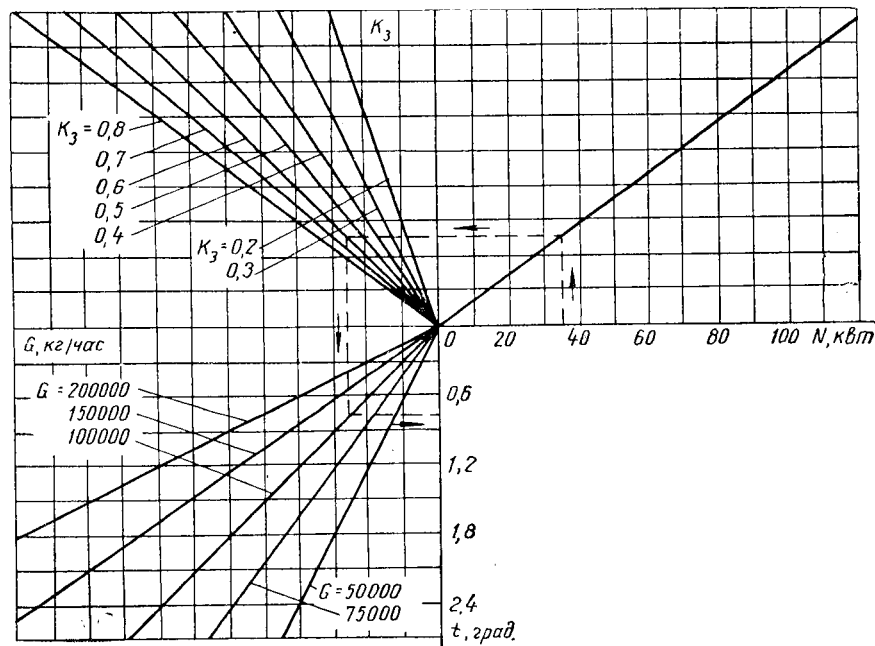
Определение относительной влажности воздуха по разности показаний сухого и мокрого термометров

Показан- ия сухо- го тер- мометра	Разность показаний сухого и мок- рого термометров								Показа- ния сухо- го тер- мометра	Разность показаний сухого и мок- рого термометров							
	0	1	2	3	4	5	6	7		0	1	2	3	4	5	6	7
	относительная влажность, %									относительная влажность, %							
0	100	81	63	46	28	12	—	—	18	100	90	80	72	63	55	48	41
5	100	86	71	58	43	31	17	4	19	100	91	81	72	64	57	50	41
6	100	86	72	59	46	33	21	8	20	100	91	81	73	65	58	50	42
7	100	87	74	60	48	36	24	14	21	100	91	82	74	66	58	50	44
8	100	87	74	62	50	39	27	16	22	100	91	82	74	66	58	51	45
9	100	88	75	63	52	41	30	19	23	100	91	83	75	67	59	52	46
10	100	88	77	64	53	43	32	22	24	100	91	83	75	67	59	53	47
11	100	88	79	65	55	45	35	25	25	100	92	84	76	68	60	54	48
12	100	89	79	67	57	47	37	27	26	100	92	84	76	69	62	55	50
13	100	89	79	68	58	49	39	30	27	100	92	84	77	69	62	56	51
14	100	89	79	69	59	50	41	32	28	100	92	84	77	70	64	57	52
15	100	90	80	70	61	51	43	34	29	100	92	85	78	71	65	58	53
16	100	90	80	70	61	53	45	37	30	100	92	85	79	72	66	59	53
17	100	90	80	71	62	55	47	40									

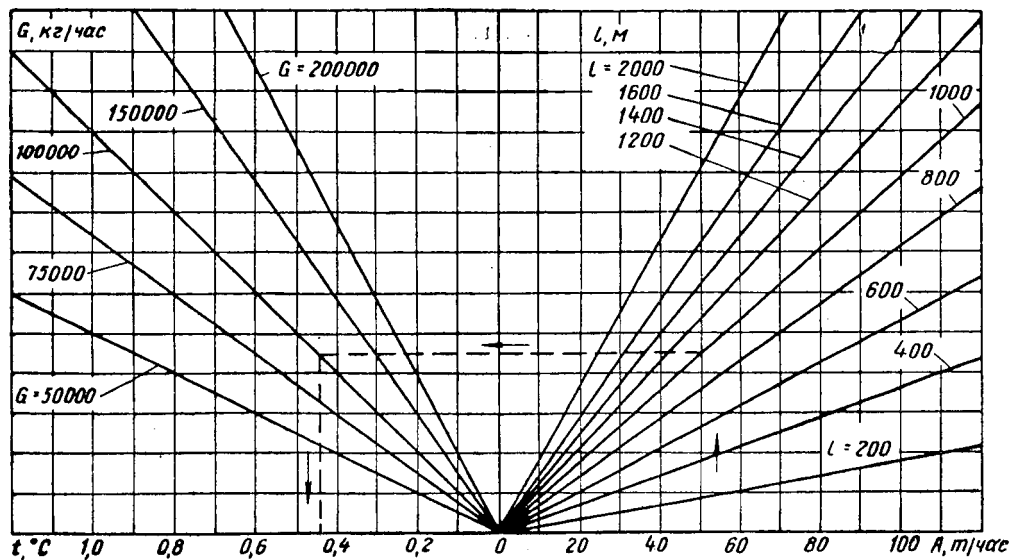


Номограмма для расчета тепловой эффективности воздуха в зависимости от скорости его движения

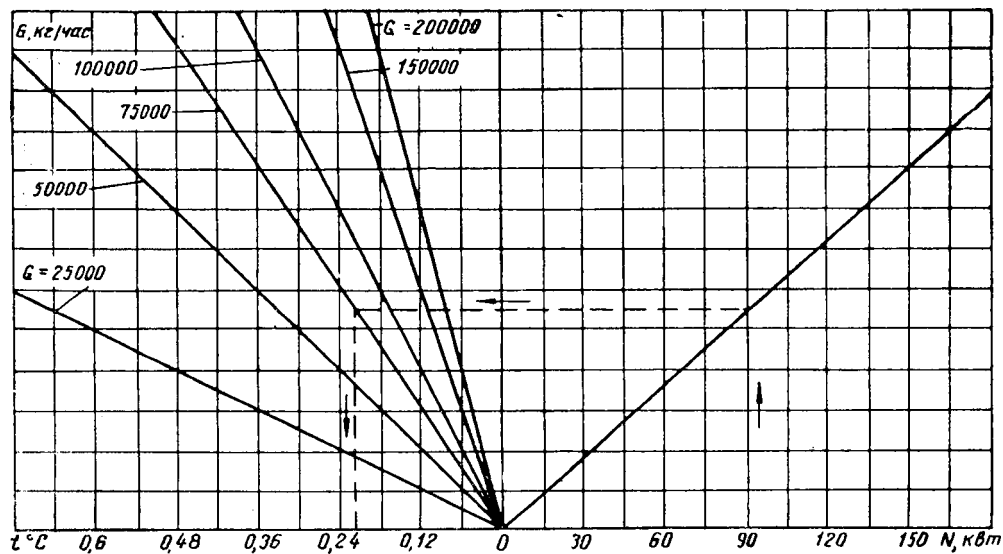
Номограмма для определения значений α



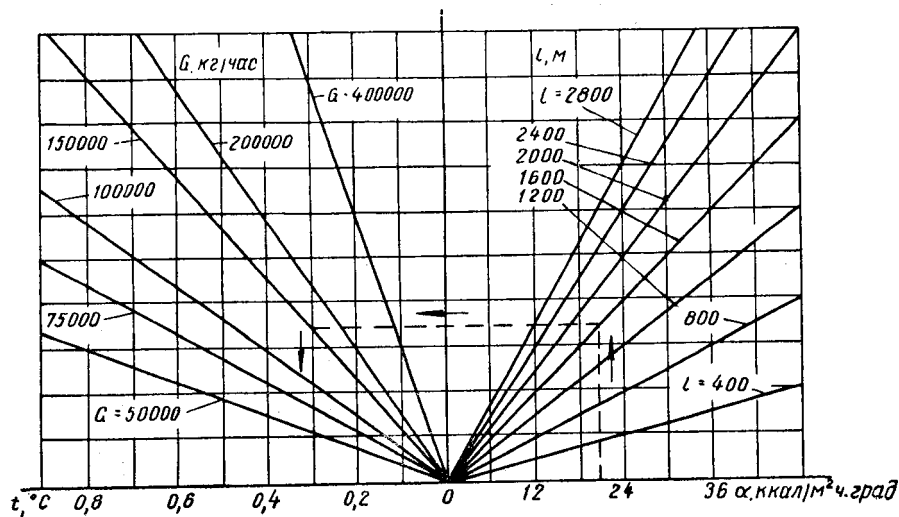
Номограмма для определения приращения температуры вентиляционной струи от тепловыделения работающих машин и механизмов



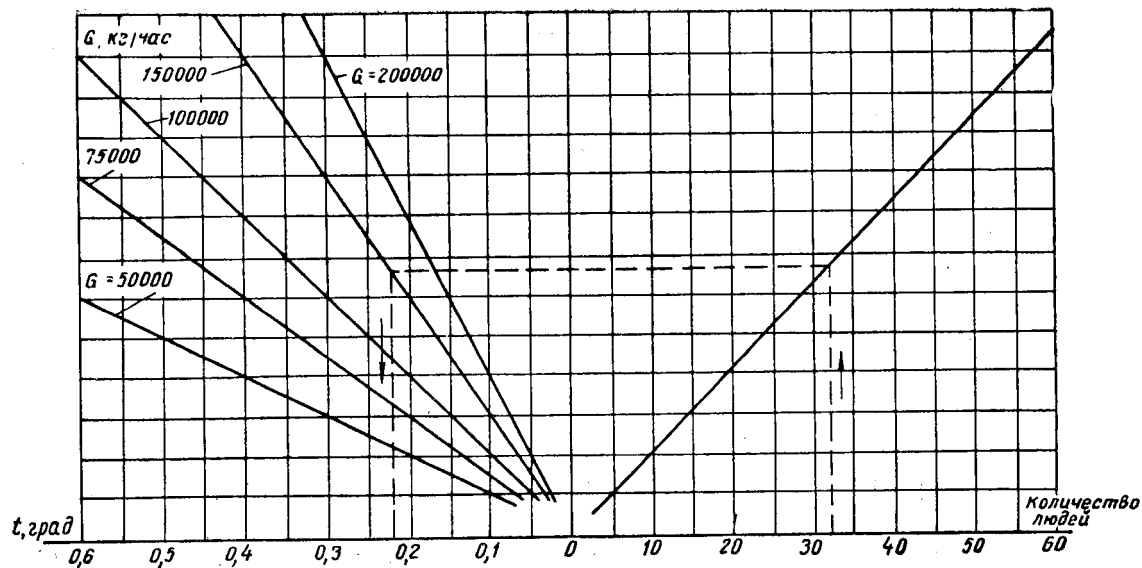
Номограмма для определения приращения температуры вентиляционной струи воздуха от работы электровозной откатки



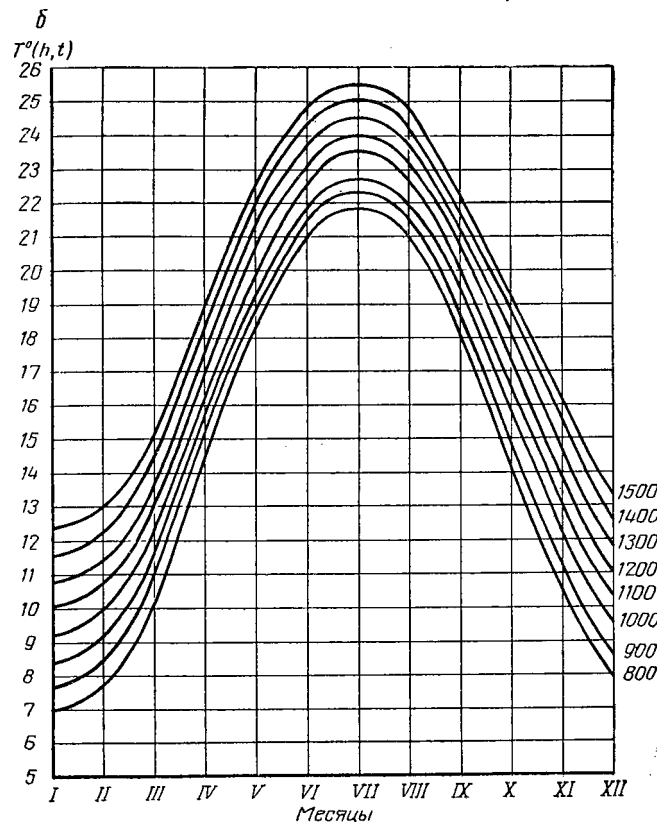
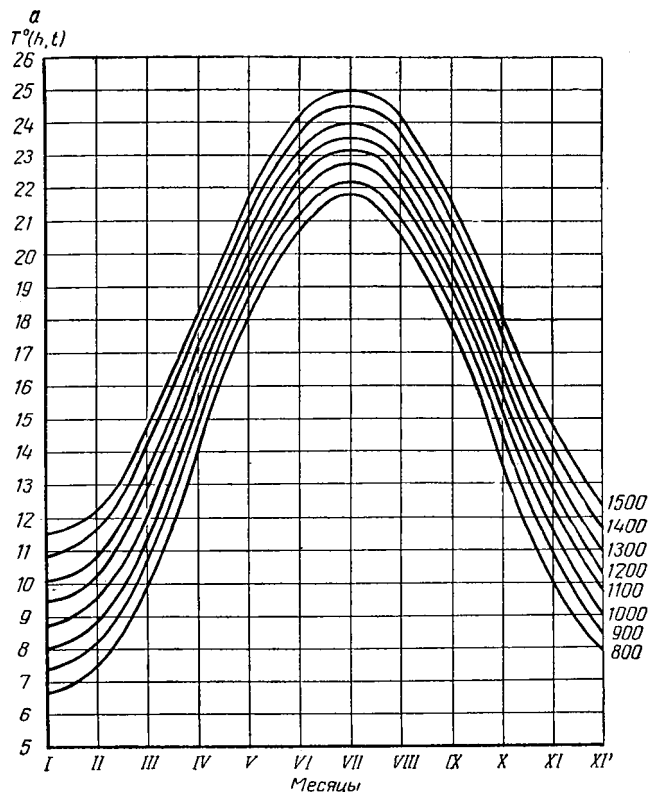
Номограмма для определения приращения температуры вентиляционной струи воздуха от тепловыделения трансформаторов



Номограмма для определения приращения температуры вентиляционной струи воздуха от теплообмена с шахтной водой



Номограмма для определения приращения температуры вентиляционной струи воздуха от тепловыделения людей



Номограммы для определения температуры воздуха в околоствольных дворах при коэффициенте теплопроводности горных пород, окружающих ствол, равном 1,0 ккал/м·час, град (а), и при коэффициенте, равном 1,5 ккал/м·час, град (б)

Данные для подбора пластинчатых паровых калориферов
завода Госсантехстрой

Модель и но- мер	I — величина x и II — величина сопротивления (мм вод. ст.) при пропуске через калорифер воздуха в колич., т/час										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
C_1 I	130	175	215	240	270	290	—	—	—	—	—
II	1,0	3	6	9	14	19	—	—	—	—	—
C_2 I	185	250	305	350	390	425	450	480	505	535	555
II	1	1	2	3	4	6	8	10	12	15	16
C_3 I	220	295	365	410	470	500	535	565	600	630	660
II	1	1	1	2	3	4	5	8	8	10	11
C_4 I	260	355	425	485	535	585	625	665	705	740	770
II	1	1	1	1	2	2	3	4	4	5	6
C_5 I	290	385	480	545	605	660	710	755	795	835	875
II	1	1	1	1	1	2	2	3	3	4	4
C_6 I	365	445	540	595	670	730	780	835	880	925	970
II	1	1	1	1	1	1	2	2	2	3	3
B_1 I	180	245	300	340	375	410	—	—	—	—	—
II	1	3	6	9	14	19	—	—	—	—	—
B_2 I	245	335	405	465	515	560	600	635	670	705	740
II	1	1	2	3	4	6	8	10	12	15	17
B_3 I	295	395	480	545	610	660	710	765	795	835	875
II	1	1	1	2	3	4	5	6	8	10	11
B_4 I	345	475	570	645	715	780	835	890	945	990	1030
II	1	1	1	1	2	2	3	4	4	5	6
B_5 I	385	510	640	780	805	880	945	1005	1060	1115	1165
II	1	1	1	1	1	2	2	3	3	4	4
B_6 I	420	590	710	790	885	965	1035	1100	1165	1225	1285
II	1	1	1	1	1	1	2	2	2	3	3

Продолжение прилож. 11

Модель и но- мер	I — величина x и II — величина сопротивления (мм вод. ст.) при пропуске через калорифер воздуха в колич., т/час									
	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
C_2 I	575	—	—	—	—	—	—	—	—	—
II	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C_3 I	685	705	730	755	780	—	—	—	—	—
II	12	14	16	18	20	—	—	—	—	—
C_4 I	805	830	855	885	915	940	965	990	1015	1035
II	7	8	9	11	12	13	15	16	17	19
C_5 I	910	945	975	1000	1030	1055	1085	1115	1140	1165
II	5	6	6	7	8	9	10	11	12	13

Модель и но- мер	I — величина x и II — величина сопротивления (мм вод. ст.) при пропуске через калорифер воздуха в колич., т/час									
	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
C ₆ I	1115	1050	1083	1120	1150	1180	1215	1240	1265	1290
II	4	4	5	5	6	6	7	8	9	9
B ₂ I	765	—	—	—	—	—	—	—	—	—
II	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—
B ₃ I	905	935	970	1000	1035	—	—	—	—	—
II	12	18	16	18	20	—	—	—	—	—
B ₄ I	1070	1105	1145	1180	1215	1250	1285	1320	1350	1385
II	7	8	9	11	12	13	15	16	17	19
B ₅ I	1215	1255	1300	1335	1375	1410	1445	1485	1520	1555
II	5	6	6	7	8	9	10	11	12	13
B ₆ I	1340	1365	1435	1475	1520	1565	1600	1635	1670	1705
II	4	4	5	5	6	6	7	8	9	9

Продолжение прилож. 11

Модель и но- мер	I — величина x и II — величина сопротивления (мм вод. ст.) при пропуске через калорифер воздуха в колич., т/час										
	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
C ₄ I	1060	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
II	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
C ₅ I	1185	1220	1240	1265	1290	1315	1340	—	—	—	—
II	14	15	16	17	19	20	21	—	—	—	—
C ₆ I	1315	1345	1370	1395	1425	1450	1475	1500	1530	1535	1575
II	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
B ₄ I	1415	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
II	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
B ₅ I	1590	1625	1655	1635	1720	1755	1790	—	—	—	—
II	14	15	16	17	19	20	21	—	—	—	—
B ₆ I	1740	1770	1810	1845	1975	1915	1945	1980	2015	2045	2030
II	10	11	12	13	14	16	16	17	18	19	20

Приложение 12

Температура пара в калорифере $t_{т. ср}$ при давлении пара
перед калорифером p , атм

Давление p , атм	01	02	025	040	05	06	08	1,0	1,5	2,0	2,5
Температура, $t_{т. ср}$, град .	101,8	104,2	105,0	108,7	110,0	112,7	116,3	119,6	126,7	132,8	138,1
Давление p , атм	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0
Температура, $t_{т. ср}$, град .	142,8	147,1	151,0	154,6	157,9	161,1	164,0	166,8	169,5	172,0	174,4

Коэффициенты турбулентной диффузии полных круглых свободных струй

$\frac{al_K}{\sqrt{S}}$	K	$\frac{al_K}{\sqrt{S}}$	K	$\frac{al_K}{\sqrt{S}}$	K
0,013	0,019	0,101	0,122	0,376	0,300
0,025	0,033	0,112	0,133	0,420	0,335
0,034	0,044	0,140	0,161	0,554	0,395
0,045	0,058	0,168	0,186	0,750	0,529
0,056	0,071	0,195	0,209	1,250	0,672
0,067	0,084	0,224	0,229	2,420	0,810
0,078	0,097	0,252	0,247	6,600	0,925
0,090	0,110	0,308	0,276	15,100	0,965

ЛИТЕРАТУРА

1. Абдула А. П. Десятник по вентиляции. Углетехиздат, 1955.
2. Абрамов Ф. А., Милетич А. Ф. Приборы для контроля вентиляции шахт. Углетехиздат, 1952.
3. Абрамов Ф. А., Подольский В. А., Фролов Н. А. Новый метод расчета сложного диагонального соединения. «Горный журнал», 1957, № 2.
4. Абрамов Ф. А., Фролов Н. А. Электрическое моделирование вентиляционных сетей угольных шахт. Углетехиздат, 1957.
5. Алидзаев Е. А. Монтаж и эксплуатация дегазационных установок на шахтах. Углетехиздат, 1957.
6. Архангельский С. В., Чунту Г. И. Проектирование и эксплуатация вентиляторных установок частичного проветривания. Кемерово, 1956.
7. Ассонов В. А. и Росси Б. Д. Ядовитые газы при взрывных работах в подземных горных выработках. Углетехиздат, 1947.
8. Быков Л. Н. Теория внезапных выделений газа и основные меры борьбы с ними. Труды МНИИ, т. I. ДНТБУ, 1936.
9. Бабак Г. А., Ситников Д. В. Центробежный вентилятор ВЦО-0,6/2970. Углетехиздат, 1958.
10. Багриновский А. Д. Электрическое моделирование рудничных вентиляционных сетей. Изд-во АН СССР, 1957.
11. Банатов Н. С., Соснов К. А. Шахтные автоматические вентиляционные двери. Углетехиздат, 1955.
12. Барон Л. И. Профилактика силикоза и антракоза при горных разработках. Углетехиздат, 1955.
13. Баталин С. А. Вентиляция на шахтах Кузбасса. Углетехиздат, 1951.
14. Баталин С. А. Проектирование вентиляции шахт Кузнецкого угольного бассейна. Углетехиздат, 1951.
15. Баталин С. А. К вопросу о применении нагнетательно-всасывающего способа проветривания на шахтах Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса. Известия высших учебных заведений, «Горный журнал», 1958, № 2.
16. Шахтные газоопределители. Составитель М. В. Древновская. Углетехиздат, 1958.
17. Белопол А. Н. Тушение рудничного пожара при высокой концентрации водорода. Углетехиздат, 1957.
18. Бобров Н. В., Шановская С. С., Петрухин П. М. Новый способ борьбы со взрывами каменноугольной пыли. Углетехиздат, 1956.
19. Божко В. Л. Выделение метана в подготовительные выработки угольных шахт Донбасса. Автореферат кандидатской диссертации, Макеевка—Донбасс, 1958.
20. Борьба с пылью в угольных шахтах, ЦИТИ, б. МУП СССР, Углетехиздат, 1956.

21. Бухман Я. З. Рудничная вентиляция, Металлургиздат, 1958.
22. Воронин В. Н. Основы рудничной аэрогазодинамики. Углетехиздат, 1951.
23. Воронин Н. Н., Воронина Л. Д. Проветривание металлических рудников после взрывных работ, ч. I и II, АН СССР, 1943, 1945.
24. Воропаев А. Ф. К вопросу о самопроизвольном опрокидывании вентиляционной струи при возникновении пожара в шахте, «Уголь», 1957, № 3.
25. Временная инструкция по связыванию угольной пыли. Углетехиздат, 1955.
26. Голутвин В. А., Коломийцев А. Д. Оборудование для предварительного увлажнения угольных пластов. Углетехиздат, 1957.
27. Дзасохов А. Х., Дзасохова Л. В. Рудничная вентиляция и методы ее контроля. Металлургиздат, 1954.
28. Долинский В. А. Исследование вентиляционных характеристик железобетонной крепи. «Шахтное строительство», 1957, № 8.
29. Дядькин Ю. Д. О методах тепловых расчетов рудничного воздуха. Научные доклады высшей школы. «Горное дело», Советская наука. 1958, № 1.
30. Дядькин Ю. Д. Борьба с высокими температурами в глубоких шахтах и рудниках. Углетехиздат, 1957.
31. Известия Днепропетровского горного института, том XXXI, Углетехиздат, 1958.
32. Зайцев А. П., Хейфиц С. Я. Правила безопасности на зарубежных угольных шахтах. Углетехиздат, 1957.
33. Игнатенко К. П., Брайцев А. В., Вейц Е. Г. Рудничная вентиляция, освещение, рудничные пожары и горноспасательное дело. Углетехиздат, 1957.
34. Калинушкин М. П. Вентиляторные установки. Изд. МХХ, РСФСР, 1956.
35. Каптаж и использование метана каменноугольных шахт (перевод с французского И. Б. Лидиной и Г. Д. Лидина), Углетехиздат, 1958.
36. Каратаев А. Ф. Классификация способов, схем и систем вентиляции шахт. «Известия Томского политехнического института», т. 79, 1954.
37. Кашибадзе В. В. Аэродинамическое сопротивление горных выработок при новых видах крепи. Углетехиздат, 1950.
38. Келлер В. Р. Новый автоматический самозаливающийся бачок Кизеловского бассейна, «Уголь», 1954, № 5.
39. Комаров В. Б., Борисов Д. Ф. Рудничная вентиляция. ГОНТИ, НКТП, 1938.
40. Комаров В. С. Новая серия одноступенчатых вентиляторов местного проветривания типа «СВМ». г. Ленинск-Кузнецкий, 1957.
41. Котляров С. И., Шелудченко В. Е., Гусаков Г. Д. Практические работы по вентиляции, освещению, горноспасательному делу, Углетехиздат, 1958.
42. Кремнев О. А. Теплообмен между вентиляционной струей и горными массивами старых шахтных выработок, «Труды института теплоэнергетики АН УССР», 1954, № 10.
43. Ксенофонтова А. И. Сборник задач по рудничной вентиляции. Углетехиздат, 1954.
44. Ксенофонтова А. И., Воропаев А. Ф. Проветривание глухих забоев в шахте. Углетехиздат, 1947.
45. Ксенофонтова А. И., Ушаков К. З. О методе установления коэффициента запаса воздуха для газовых шахт Донбасса. Научные доклады высшей школы, «Горное дело», 1958, № 1.
46. Леви М. Е. Шахтные вентиляторы местного проветривания, Углетехиздат, 1957.
47. Леви Г. М., Керстен И. О. Шахтные осевые вентиляторы главного проветривания серии В. Углетехиздат, 1950.

48. Лидин Г. Д. Горностатический метод прогноза метанообильности угольных шахт. В книге Труды института горного дела. Выпуск 1. Издательство АН СССР, 1954.
49. Лидин Г. Д. Газовыделение в угольных шахтах и меры борьбы с ними. Углетехиздат, 1952.
50. Лидин Г. Д. Рудничная атмосфера, контроль за ее состоянием и горноспасательное дело, Углетехиздат, 1952.
51. МакНИИ. О газовыделении и пылеобразовании в угольных шахтах. т. VII. Углетехиздат, 1953.
52. Люев А. И. Борьба с угольной пылью в шахтах Чехословацкой республики. «Уголь Украины», № 8, 1958.
53. Матвиенко Н. Г. Борьба с метаном в очистных забоях. Углетехиздат, 1958.
54. Материалы Всесоюзной промышленной выставки, павильон «Угольная промышленность», 1957.
55. Мецатунян А. А. Санитарно-гигиенические условия труда в каменноугольной промышленности Донецкого бассейна. «Гигиена труда», 1926, № 1.
56. Милетич А. Ф. Контроль проветривания шахт. Углетехиздат, 1958.
57. Мустель П. И. Вентиляционное сопротивление шахтных стволов, закрепленных железобетонными тубингами и методы его снижения. Научные доклады высшей школы. «Горное дело», 1958.
58. Мустель П. И. Вентиляция шахт. Metallurgizdat, 1957.
59. Мясников А. А. Опыт дегазации спутников угольных пластов на шахте «Капитальная-2» комбината Кузбассуголь. Углетехиздат, 1958.
60. Научные исследования в области борьбы с внезапными выбросами угля и газа. Углетехиздат, 1958.
61. Никонов А. Ф. Дегазация мощного угольного пласта на шахте «Лунфын». Углетехиздат, 1957.
62. Николаев В. Ф. Шахтный оптический газоопределитель метана и углекислого газа ШИЗ-3. Углетехиздат, 1957.
63. Огиевский В. М., Бухман Я. З. Рудничная вентиляция, освещение и борьба с рудничными пожарами. Metallurgizdat, 1958.
64. Орехов В. С. К определению потребного количества воздуха при прохождении штрека по уголю комбайном ПКЗ-3. «Шахтное строительство», 1958, № 6.
65. Правденко Д. Я. Рудничная вентиляция, освещение, борьба с пожарами, горноспасательное дело. Углетехиздат, 1955.
66. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах, Углетехиздат, 1958.
67. Пак В. С. Параллельная работа шахтных вентиляторов, Углетехиздат, 1947.
68. Пак В. С., Гейер В. Г. Рудничные вентиляционные и водоотливные установки. Углетехиздат, 1955.
69. Петрухин П. М., Любимова А. И. Исследования по подбору сырья для инертной пыли; Бюллетень МакНИИ № 3, Сталинское областное издательство, 1957.
70. Патрушев М. А. Потери воздуха в параллельных выработках. «Уголь Украины», 1957, № 8.
71. Печук И. М. Типовые эжекторы сжатого воздуха. Стройтопливоздат, 1948.
72. Печук И. М. Дегазация спутников угольных пластов скважинами. Углетехиздат, 1956.
73. Попов А. С. Проектирование рудничной вентиляции при диагональном соединении проводов воздуха. Изд. Донуголь, 1930.
74. Противопыльные мероприятия при проходке горных выработок. Metallurgizdat, 1956.
75. Проходка квершлагов по газообильным породам, ЦИТИ 6. Мин. Углестроя, Углетехиздат, 1956.

76. Руководство по проектированию и организации проветривания при проходке шахтных стволов. Углетехиздат, 1956.

77. Разработка угольных месторождений на больших глубинах. Углетехиздат, 1955.

78. Раскин И. А. Тихоходные осевые вентиляторы ВОК1,5 и ВОКД-1,5. Углетехиздат, 1957.

79. Селивра А. А. Шахтные вентиляционные установки. Углетехиздат, 1957.

80. Сенкевич О. В., Далецкая Н. Н., Курченко В. Ф., Серебрянная Б. М., Силакова И. Р., Татарин П. Т., Шубина Л. А. Физико-химические методы анализа рудничного воздуха. Углетехиздат, 1957.

81. Сипягин В. А., Сачков А. Ф. Обеспыливание атмосферы рудников. Металлургиздат, 1958.

82. Склярено И. П. Сероводород в угольных шахтах и меры борьбы с ним. Углетехиздат, 1958.

83. Скочинский А. А., Комаров В. Б. Рудничная вентиляция. Углетехиздат, 1959.

84. Скочинский А. А., Ксенофонтова А. И., Харев А. А., Идельчин И. Е. Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов и способы его снижения. Углетехиздат, 1958.

85. Соколов В. А. Методы анализа газов. Гостоптехиздат, 1958.

86. Соколов С. М. Рациональные схемы проветривания шахт Подмосковского бассейна. Углетехиздат, 1951.

87. Стародубцев А. Г. К вопросу о максимально допустимых пределах содержания взрывчатых газов в рудничной атмосфере. «Уголь», 1951, № 9.

88. Стручков Я. Т. О параллельной работе осевых вентиляторов. «Уголь Украины», 1957, № 8.

89. Стугарев А. С. Практика разработки мощных пластов в Польше. Углетехиздат, 1956.

90. Энциклопедический справочник «Горное дело», т. 6.

91. Тетеревенков В. В. Суфляры метана на шахтах Донбасса. БТИ б. МУП СССР. Углетехиздат, 1952.

92. Торский П. Н., Рабичев А. И., Чеботарев К. А. Обеспыливание угольных шахт. Углетехиздат, 1956.

93. Торский П. Н. Борьба с рудничной пылью. Metallurgizdat, 1951.

94. Труды Новочеркасского политехнического института им. С. Орджоникидзе, т. 45/59.

95. Угольная промышленность СССР (Статистический справочник). Углетехиздат, 1957.

96. Харев А. А. Местные сопротивления шахтных вентиляционных сетей. Углетехиздат, 1954.

97. Хейфиц С. Я., Бурчаков А. С. Снижение запыленности воздуха в лавах угольных шахт. Углетехиздат, 1958.

98. Хохотва Н. Н., Поницко Т. А., Журавленко В. Я. Исследование вопросов охлаждения рудничного воздуха и конденсаторной воды в надземных условиях. МакНИИ, Бюллетень № 6, 1958.

99. Чиннов Н. Г. Водород в составе рудничной атмосферы. Труды Дальневосточного Политехнического института им. В. В. Куйбышева, вып. 44, 1955.

100. Цольверг Н. К. Сборник задач по рудничной вентиляции и их решение. Углетехиздат, 1948.

101. Шановская С. С., Гульшин П. А. Опыт внедрения скрепления пыли на шахтах. МакНИИ, Бюллетень № 5, 1957.

102. Щекалев Г. Е. Сравнение схем вентиляции шахт Подмосковского бассейна. ЦИТИ угольной промышленности б. МУП СССР, 1954.

103. Щербань А. Н. Основы теории и методы тепловых расчетов рудничного воздуха. Углетехиздат, 1953.

104. Щербань А. Н., Кремнев О. А., Чернобыльский И. И., Участкин П. В., Тетеревников В. Н., Ягельский А. Н. Охлаждение и осушение воздуха в глубоких угольных шахтах. Изд. АН УССР, Киев, 1956.

105. Щербань А. Н., Ягельский А. Н., Баратов Э. И. Упрощенные способы тепловых расчетов рудничного воздуха. Изд. АН УССР, Киев, 1954.

106. Якушин Н. П. Проветривание при проходке горных выработок большой длины. Углетехиздат, 1959.

107. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Metallurgizdat, 1955.

108. Комаров В. Б., Килькеев Ш. Х. Рудничная вентиляция. Metallurgizdat, 1959.

109. W. Budryk. Pożary i wybuchy weopalniach czesc I. Stalinogröd, 1956.

110. W. Budryk. Przewietrzanie kopaln', Katowice, 1951.

111. F. Lange Schwierigkeiten des Steinkohlen bergbaus bei zunehmender Teufe. „Glückauf“, Beiheft, August, 1955.

112. D. R. Scott, F. B. Hinsley Ventilation network theory. Colliery Engineering, II, IV, VI, XII — 1951.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
<i>Часть первая. РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА</i>	5
Глава 1. Рудничный воздух	—
§ 1. Изменения химического состава и свойств воздуха при движении по горным выработкам	—
§ 2. Постоянные составные части рудничного воздуха	6
§ 3. Ядовитые примеси рудничного воздуха	15
§ 4. Рудничный газ (метан)	25
§ 5. Водород, углеводородные и другие газы	64
§ 6. Набор и лабораторный анализ проб рудничного воздуха	66
Глава II. Рудничная пыль	71
§ 7. Общие сведения	—
§ 8. Рудничная пыль как профессиональная вредность	75
§ 9. Способы определения запыленности рудничного воздуха	78
§ 10. Взрывчатые свойства пыли	86
§ 11. Мероприятия по уменьшению запыленности рудничного воздуха в горных выработках	89
§ 12. Борьба со взрывами пыли	101
Глава III. Климатические условия в шахтах	107
§ 13. Температура рудничного воздуха	—
§ 14. Влажность рудничного воздуха	112
§ 15. Действие температуры на самочувствие и работоспособность подземного рабочего	113
§ 16. Тепловые расчеты	116
§ 17. Борьба с высокими температурами в шахтах	120
<i>Часть вторая. ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ</i>	124
Глава IV. Теоретические основы расчета вентиляционных сетей	—
§ 18. Физические свойства воздуха	—
§ 19. Уравнение Бернулли	126
§ 20. Типы воздушных потоков	129
§ 21. Законы сопротивления	—
§ 22. Аэродинамическое сопротивление горных выработок	137
§ 23. Местные сопротивления горных выработок	147
§ 24. Единицы аэродинамического сопротивления	160
§ 25. Эквивалентное отверстие	—
§ 26. Пропускная способность	164
§ 27. Основные законы распределения воздуха в системе горных выработок	—

	Стр.
Глава V. Естественная тяга воздуха в шахтах	172
§ 28. Общие сведения	—
§ 29. Подсчет величины естественной тяги	173
§ 30. Измерение естественной тяги	177
§ 31. Факторы, влияющие на величину естественной тяги	178
Глава VI. Вентиляторы и вентиляционные сооружения	180
§ 32. Вентиляторы	—
§ 33. Вентиляционные сооружения	208
§ 34. Обогревание шахтных стволов	222
Глава VII. Утечки воздуха	225
§ 35. Закон сопротивления при утечках	—
§ 36. Характеристика воздухопроницаемости вентиляционных устройств	227
§ 37. Борьба с утечками воздуха	230
Глава VIII. Контроль и управление проветриванием	234
§ 38. Общие замечания	—
§ 39. Контрольно-измерительная аппаратура	235
§ 40. Регулирование общего дебита воздуха	250
§ 41. Регулирование распределения воздуха в сети	256
§ 42. Устойчивость проветривания	266
§ 43. Депрессионные и анеометрические съемки	278
Глава IX. Методы расчета вентиляционных сетей	284
§ 44. Графические методы расчета	—
§ 45. Графо-аналитические методы расчета	293
§ 46. Аналитические методы расчета	297
§ 47. Расчет вентиляционной сети с помощью электрических моделирующих устройств	319
Глава X. Проветривание подготовительных выработок	327
§ 48. Обособленное проветривание выработок	—
§ 49. Проветривание за счет общешахтной депрессии	330
§ 50. Проветривание турбулентной диффузией	332
§ 51. Технические средства обеспечения проветривания подготовительных забоев	333
§ 52. Определение исходных данных для выбора вентиляционного оборудования	344
Глава XI. Проектирование вентиляции	354
§ 53. Определение количества воздуха, необходимого для проветривания шахты	—
§ 54. Выбор системы, способа и схемы проветривания шахты	363
§ 55. Расчет вентиляционной сети	372
§ 56. Подсчет естественной тяги	375
§ 57. Выбор основного электромеханического оборудования	—
§ 58. Подсчет капитальных затрат и стоимости проветривания	377
Приложения	379
Литература	393

Бодягин Михаил Николаевич
РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Отв. редактор *К. З. Ушаков*
Редактор издательства *В. А. Охрименко*
Переплет художника *В. П. Заикина*
Техн. редакторы *Л. Н. Ломилина*
и *Л. Ш. Береславская*
Корректоры *А. Г. Либергала* и *Н. Я. Эппель*

Сдано в набор 6/X 1959 г. Подп. в печ. 5/II 1960 г.
Формат бумаги $60 \times 92^{1/16}$. Печ. л. 25 + 1 вклейка.
Уч.-изд. л. 22,86. Тираж 10 000 экз. Т-01155.
Изд. № 601. Инд. 1-2/а. Цена 8 р. 50 к. +
+ 1 р. 50 к. переплет. Заказ № 1/973.

Государственное научно-техническое издательство
литературы по горному делу

ГОСГОРТЕХИЗДАТ

Москва, Грузинский вал, д. 35

Ленинградская типография Госгортехиздата
Ленинград, ул. Салтыкова-Щедрина, 54

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
6 68 79 80 104 119 124 126	10 снизу подрисуноч- ная подпись 8 сверху 2 сверху 3 снизу 7 сверху 3 снизу 17 сверху	$\overset{\text{л}}{\text{ВГСЧ}}$ и осевшей $Q = \frac{(g_{\text{ф. п}} - g_{\text{ф.}}) 100}{v}, \text{ мг/м}^3$ 20—35% раствора м^3 (γ) $v = 1,75 \cdot 10^{-6} (1 + 0,00278t)$	$\overset{\text{л}}{\text{ВГСЧ-2}}$ и вес осевшей $Q = \frac{(g_{\text{ф. п}} - g_{\text{ф.}}) 1000}{v}, \text{ мг/м}^3$ 20—35%-ный раствор м^2 (v) $v = 1,75 \cdot 10^{-6} \times$ $\times (1 + 0,00278t) \frac{1}{\rho}$
133 143 264 320	9 снизу 10 сверху 1 снизу 14 сверху	измерением. $\alpha = k \frac{\sum S_{\text{м}}}{v \overline{ID^3}} \cdot \frac{S^2}{S_{\text{ист}}^3}$ $q_0 = \frac{Q_0}{\sqrt{\frac{B_0}{b_0} \cdot \frac{q_1}{q_2} (a\eta^{-b} + c)}}$ (183)	измерений. $\alpha = k \frac{\sum S_{\text{м}}}{\sqrt{ID^3}} \cdot \frac{S^3}{S_{\text{ист}}^3}$ $q_0 = \frac{Q_0}{\sqrt{\frac{B_0}{b_0} \cdot \frac{q_1}{q_2} (a\eta^{-b} + c)}}$ (243)

21688

41
19719