В. Б. КОМАРОВ, Ш. Х. КИЛЬКЕЕВ

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Издание второе, дополненное и переработанное

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
МОСКВА 1969

УДК 622.4

Рудничная вентиляция. Комаров В. Б., Килькеев Ш. Х. Изд. 2-е, перераб. и доп. М., изд-во «Недра», 1969 г., 416 стр.

В книге изложены современные теоретические основы рудничной аэрологии и обобщен практический опыт проветривания рудников. Книга состоит из четырех частей.

В первой части — «Рудничная атмосфера» — приведены данные по изменению состава рудничного воздуха; подробно рассмотрена борьба с запыленностью воздуха в рудниках. Сообщаются данные о выделении на рудниках метана; уделено внимание рудникам, расположенным в зоне вечной мерзлоты.

Во второй части — «Вентиляция рудников» — изложены основы аэродинамики, аэродинамического сопротивления горных выработок, проветривание рудников естественной тягой, регулирование количества воздуха и проветривание выработок при их проходке.

В третьей части — «Проектирование вентиляции» — даны рекомендации по выбору схем проветривания и расчету количества воздуха.

В четвертой части — «Обследование состояния проветривания рудников» — приведена методика обследования состояния проветривания рудников, включая исследование работы вентиляторов главного проветривания.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горных предприятий, научно-исследовательских и проектных организаций, а также может быть полезна студентам горных вузов и техникумов. Рисунков 185, таблиц 54, библиография — 99 названий.

Рецензент проф., докт. техн. наук *С. И. Луговский*

3—7—3
185—69

ПРЕДИСЛОВИЕ

Книга «Рудничная вентиляция» была издана в 1959 г. За прошедшие 10 лет достижения горной науки и техники в области рудничной вентиляции оказались такими значительными, что возникла необходимость переиздания книги с внесением в нее исправлений и дополнений.

При подготовке второго издания авторами использован как опыт, накопленный учеными Советского Союза за эти 10 лет, так и передовой опыт зарубежных стран в области проветривания рудников.

В книгу внесены значительные изменения, существенно расширен и пополнен раздел о борьбе с пылью на рудниках. Также подробно рассмотрен вопрос выделения метана в рудных шахтах; дополнены сведения о расчете сложных вентиляционных сетей; приведены новые материалы по проветриванию тупиковых выработок; изложены новые методы регулирования количества воздуха, а также контроля и управления проветриванием рудников.

Глава VII первой части, главы III—V, IX и X второй части, а также вся четвертая часть написаны проф. В. Б. Комаровым. Главы I—IV первой части, I—II, VI—IX, X—XII второй части и вся третья часть написаны доц. Ш. Х. Килькеевым.

Авторы выражают глубокую благодарность проф., докт. техн. наук С. И. Луговскому за ценные указания, данные им при просмотре рукописи.

ЧАСТЬ I

РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА

Глава I

РУДНИЧНЫЙ ВОЗДУХ

§ 1. Общие сведения о рудничном воздухе

Рудничным воздухом принято называть смесь различных газов и паров, заполняющих подземные горные выработки; это — атмосферный воздух, который поступает в шахту с земной поверхности и подвергается в подземных выработках различным изменениям в своем составе. Если эти изменения незначительны и рудничный воздух по своему составу мало отличается от нормального атмосферного, то его называют свежим, а в остальных случаях — испорченным. Основными составными частями атмосферного воздуха являются: кислород, азот, углекислый газ и водяные пары. Первые три из них содержатся в воздухе нормального состава в постоянной пропорции по объему: 79% N_2*; 20,96 O_2 и 0,04% CO_2. Водяные пары входят в состав в различных количествах (в среднем до 1% по объему), что не влияет на соотношение кислорода и азота воздуха.

Рудничный воздух, в отличие от атмосферного, всегда содержит иные количества кислорода, углекислого газа, азота и водяных паров: обычно O_2 меньше 20,96%, а CO_2 — более 0,04%. Кроме этих газов и водяных паров, рудничный воздух может содержать вредные и взрывчатые газы, а также рудничную пыль. Рудничный воздух, как указывает акад. А. А. Скочинский, можно рассматривать состоящим из трех частей: *атмосферный воздух* + *активные газы* + *мертвый воздух*.

Под активными газами понимаются всякого рода ядовитые или взрывчатые газы, которые выделяются или образуются в подземных выработках. В условиях металлических рудников к таким газам относятся: окись углерода, окислы азота, сероводород, сернистый газ, водород и метан.

---

* При техническом анализе под азотом принято подразумевать сумму азота и инертных газов (аргон, неон, гелий, криптон и ксенон), т. е. 78,13% азота и 0,87% инертных газов (79%).

Подмертвым воздухом понимается смесь углекислого газа и азота, содержащихся в рудничном воздухе в избыточных по сравнению с атмосферным воздухом количествах. Содержание мертвого воздуха в атмосфере рудничных выработок может колебаться от долей процента до нескольких процентов.

§ 2. Постоянные составные части рудничного воздуха

Кислород (O_2) в обычных условиях представляет собой газ без цвета, вкуса и запаха; в жидком и твердом состоянии имеет бледно-синюю окраску. Удельный вес его (относительно воздуха) около 1,11, вес 1 *л* при нормальных условиях 1,43 *г*. Растворимость кислорода в воде незначительна, но все же больше воздуха. Так, в 1 *л* воды при 0° С растворяется воздуха 10,2 *см*^{3}, а кислорода 48,9 *см*^{3}. Кислород химически чрезвычайно активен: легко соединяется со многими простыми и сложными веществами. Чрезвычайно важна его роль в процессе окисления некоторых металлов, многих минералов и органических веществ. В составе воздуха кислород является необходимым элементом для поддержания дыхания и горения. Количество кислорода, которое поглощает человек из воздуха через легкие, зависит от парциального давления этого газа во вдыхаемом воздухе. Усвоение кровью кислорода происходит лучше всего при атмосферном давлении 760 *мм* и содержании кислорода в воздухе около 21%, что соответствует парциальному давлению около 160 *мм рт. ст.* Для нормального дыхания, хорошего самочувствия и работоспособности горнорабочих нужно, чтобы рудничный воздух содержал не менее 20% кислорода. Недостаток кислорода в воздухе вызывает у человека общую слабость и понижение работоспособности.

В подземных выработках при снижении содержания кислорода в воздухе до 17% у человека начинается одышка, сердцебиение; при 12% наступает обморочное состояние и затем смерть от «кислородного голодания». По правилам безопасности во всех подземных выработках, где могут находиться люди, содержание кислорода должно быть не менее 20%.

Обычно количество выдыхаемого человеком углекислого газа меньше поглощаемого из воздуха кислорода. На каждые 4 объема образующегося при дыхании углекислого газа расходуется около 5 объемов кислорода. Отношение объемов выделяемого человеком углекислого газа и поглощаемого кислорода принято называть респираторным или дыхательным коэффициентом. Нормально значения этого коэффициента составляют 0,8—0,9. При усиленной работе или когда человек находится в состоянии сильного возбуждения респираторный коэффициент может быть больше единицы. Процесс обогащения воздуха углекислым газом и обеднение его кислородом происходит и в шахтах. У шахт имеется также свой респираторный коэффициент, который обычно меньше единицы. Так, для ряда шахт Донбасса * величина респираторного

---

* Исследования акад. А. А. Скочинского и проф. Д. Ф. Борисова.

коэффициента колеблется в пределах 0,3—0,8 [74]. По данным канд. техн. наук О. С. Гершун, значения этого коэффициента для восьми обследованных шахт Криворожского бассейна колеблются от 0,34 до 0,94.

На некоторых металлических рудниках, разрабатывающих медно-колчеданные месторождения, величина респираторного коэффициента весьма мала. Так, на Дегтярском руднике [2] суточный расход кислорода в атмосфере рудника составляет 96 250 $м^3$, увеличение количества углекислого газа за это же время — 11 200 $м^3$, а отношение этих величин (респираторный коэффициент) 0,116. Такое низкое значение респираторного коэффициента объясняется интенсивными, протекающими в больших масштабах, процессами окисления руды.

Содержание кислорода в рудничном воздухе уменьшается вследствие процессов окисления полезного ископаемого, пород и древесины, а также присоединения к воздуху газов, выделяющихся из окружающих пород в горные выработки (метана, углекислого газа и др.). Резкое уменьшение кислорода происходит при взрывах рудничного газа и пыли, а также при подземных пожарах.

Второстепенными причинами уменьшения кислорода является дыхание людей, взрывные работы и т. д. В колчеданных рудниках (исследования акад. А. А. Скочинского, канд. техн. наук Я. З. Бухман и др.) уменьшение кислорода в рудничном воздухе происходит в основном вследствие процессов окисления руды и пород.

Удельный вес процессов (в %), способствующих уменьшению кислорода в воздухе Дегтярского рудника*, приведен ниже

Окисление руд и пород	84,9
Окисление древесины . .	10,7
Замещение кислорода другими газами	2,4
Дыхание людей	2

Для колчеданных рудников характерно интенсивное обеднение воздуха кислородом, происходящее в тупиковых нарезных и очистных выработках. В них после прекращения вентиляции содержание кислорода в воздухе уменьшается до нескольких процентов за сравнительно короткое время. Если в железорудных и других металлических рудниках содержание кислорода в воздухе непроветриваемых выработок уменьшается за несколько месяцев всего на 1—2%, то в отдельных тупиковых нарезных и очистных выработках колчеданных рудников содержание кислорода в воздухе после прекращения вентиляции снижалось до 1—2% за 7—10 суток. Такое снижение кислорода происходит в тупиковых нарезных и очистных выработках при системах слоевого и подэтажного обрушения, т. е. в выработках, расположенных непосредственно под выработанным и обрушенным пространством.

---

* По данным канд. техн. наук Я. З. Бухмана.

Основной причиной снижения кислорода в атмосфере этих выработок является поступление в них воздуха с пониженным содержанием кислорода из выработанного и обрушенного пространства, в котором непрерывно протекают низкотемпературные окислительные процессы и, как следствие, образование «обескислороженного» воздуха. Такой воздух, выделяясь в тупиковые, нарезные и очистные выработки, снижает содержание кислорода в их атмосфере. Поступление в рабочие выработки воздуха, потерявшего полностью или частично кислород, представляет серьезную опасность, так как содержание кислорода в них за короткое время может снизиться не только ниже установленной санитарной нормы, но и до смертельно опасной концентрации. Поэтому в нарезных и очистных тупиковых выработках, в которые выделяется «обескислороженный» воздух, должен вестись непрерывный контроль содержания кислорода в воздухе. При этом непрерывный контроль должен быть обязательно дистанционным (см. § 2 главы II).

Азот (N_2) составляет наибольшую часть ($^4/_5$ объема) воздуха. Это газ без цвета, запаха и вкуса. Его удельный вес по отношению к воздуху 0,97. При нормальных условиях 1 *л* азота весит 1,251 *г*. Он плохо растворяется в воде (около 2% по объему). Азот инертен и только при высоких температурах, а также в присутствии катализаторов вступает в реакцию с кислородом и водородом. Азот непригоден для дыхания, но его нельзя считать ядовитым. Однако в случае присоединения к рудничному воздуху в избыточных количествах он может явиться причиной резкого снижения содержания кислорода. Первые признаки кислородной недостаточности наступают при повышении содержания N_2 до 83%, тяжелая форма недостаточности наблюдается при его содержании 90%, а при содержании азота 93% мгновенно наступает смерть. Гигиеническое значение N_2 заключается в том, что он вместе со всей группой инертных газов разбавляет кислород воздуха до такой степени, которая необходима для нормального дыхания.

Источниками обогащения рудничного воздуха азотом являются взрывные работы (1 *кг* нитроглицерина дает 640 *л* газа, из которых 135 *л* азота), процессы гниения органических веществ, а также выделение его в чистом виде из трещин в руде и породе.

Углекислый газ (CO_2) бесцветен, обладает слабо кислым вкусом. Он в 1,5 раза тяжелее воздуха. Удельный вес его 1,52. Обладая значительно бо́льшим весом, чем воздух, он может скопляться у почвы выработок или «стекать» в нижние части их, если они наклонные. Он легко растворяется в воде, коэффициент растворимости при 0° С составляет около 1,71. Углекислый газ не поддерживает дыхания и горения. Однако он имеет большое значение в газообмене, происходящем в теле человека, стимулируя дыхание. Доказано [74], что частота и объем дыхания зависят от содержания углекислого газа в альвеолах. Увеличение содержания альвеолярной CO_2 всего на 0,2% удваивает частоту дыхания. При более высоком содержании углекислого газа во вдыхаемом воздухе он может вызвать отравления.

Так, при содержании 5% углекислого газа дыхание учащается, при 6% — появляются сильная одышка и слабость; при 10% и выше может наступить обморочное состояние, а при 20—25% человеку угрожает смертельное отравление. Безвредным для здоровья людей содержанием CO_2 в рудничном воздухе считается 0,5%. Эта величина установлена Правилами безопасности как предел содержания CO_2 в воздухе действующих выработок. Основными причинами увеличения углекислого газа в рудничном воздухе в обычных условиях работы рудника являются: окисление полезного ископаемого и вмещающих пород, разложение углекислых пород кислыми шахтными водами, гниение крепежного леса, выделение CO_2 в готовом виде из горных пород.

В некоторых угольных бассейнах зарубежных стран [74] выделение углекислого газа происходит чрезвычайно бурно — в виде внезапных выбросов. Так, в бассейне Гар (Франция) за последние 60 лет было зарегистрировано свыше 2000 внезапных выбросов углекислого газа.

На горнорудных предприятиях Советского Союза внезапных выбросов углекислого газа не наблюдалось. Однако на некоторых рудниках Криворожского бассейна за последние годы наблюдалось постоянное и довольно интенсивное выделение углекислого газа из горных пород.

Наиболее характерными как по своим размерам, так и по времени являются выделения CO_2 на горизонте 340 *м* залежи Гнездо-1 шахты «Центральная» рудоуправления им. XX партсъезда. Газовыделение происходило в висячем боку месторождения у гезенка, пройденного на горизонте 270 *м*, в конце февраля 1964 г. Углекислым газом были заполнены все выработки висячего бока залежи 1—2 горизонта 340 *м*. В отдельных местах концентрация газа достигала 14,5—16,4%. Газовыделение было так интенсивно, что углекислый газ распространился на основной рабочий горизонт 410 *м*. При этом его концентрация составила 4,5%, причем наблюдались случаи распространения CO_2 против движения воздушной струи. Концентрация CO_2 на подэтажах и квершлагах 10 и 16 оси горизонта 410 *м* составляла до 1,5%.

На шахте «Степная» того же рудоуправления имело место интенсивное выделение CO_2 при углубке ствола с горизонта 70 *м* до горизонта 140 *м*. При этом пробы воздуха, отобранные в забое ствола, содержали до 28% CO_2.

Аналогичные выделения большого количества углекислого газа наблюдались и на ряде других шахт Криворожского бассейна.

Углекислотообильность рудных шахт изучена пока недостаточно. Из работ, посвященных этой проблеме, представляют интерес исследования ДГИ по установлению углекислотообильности шахт Криворожского бассейна. При этом обнаружено, что она для некоторых шахт бассейна колеблется в весьма широких пределах. Так, абсолютная углекислотообильность колеблется от 860 до 40 тыс. *м*^{3}/*сутки*, а относительная — от 0,3 до 26 *м*^{3} на 1 *т* суточной добычи.

Среди обследованных восьми шахт две шахты — «Комсомолка» рудоуправления им. Р. Люксембург и «Степная» рудоуправления им. XX партсъезда — по величине относительной углекислотообильности были отнесены к сверхкатегорным, две — ко II категории.

§ 3. Ядовитые примеси рудничного воздуха

Окись углерода (CO) — одна из наиболее ядовитых и вместе с тем часто встречающихся примесей рудничного воздуха. Это газ без цвета, вкуса и запаха, несколько легче воздуха. Относительный удельный вес его 0,968. При нормальных условиях 1 *л* окиси углерода весит 1,251 *г*. Окись углерода слабо растворяется в воде, горит характерным синим пламенем, взрывчата в смеси с воздухом при концентрациях от 13 до 75%. Температура воспламенения смесей CO с воздухом 630—810° С. Главным источником образования окиси углерода на металлических рудниках являются взрывные работы. Количество CO, которое может образоваться при взрывных работах, зависит от множества факторов: количества и состава взрываемого ВВ, способа взрывания и т. д. Поэтому очень трудно установить количество образующейся CO при этих работах. Обычно при расчетах принимают, что 1 *кг* ВВ при взрывании образует 40 *л* так называемой *условной окиси углерода* (окись углерода + двуокись азота, умноженная на коэффициент 6,5).

Окись углерода токсична. Это обусловливается тем, что гемоглобин крови в 250—300 раз легче соединяется с окисью углерода, чем с кислородом. Поэтому, если вдыхаемый воздух содержит CO, то кровь усваивает вместо кислорода преимущественно окись углерода, что приводит к опасному для жизни человека кислородному голоданию, которое при достаточном насыщении крови окисью углерода может вызвать смерть.

Степень отравления окисью углерода зависит от ее концентрации в воздухе и времени ее вдыхания. Легкое отравление наступает через час при концентрации CO, равной 0,048%, тяжелое отравление — через 0,5—1 *ч* при концентрации CO 0,128% и смертельно опасное отравление после очень короткого воздействия при концентрации CO 0,4%. Санитарная норма окиси углерода в рудничном воздухе 0,0016%. Допуск рабочих в забой после взрывания шпуров разрешается при содержании CO в воздухе 0,008%, но при условии, что забой будет проветриваться еще в течение 2 *ч* для снижения концентрации ядовитых газов до санитарной нормы.

Окислы азота (NO, NO_2) образуются в рудниках в основном при взрывных работах. При взрывчатом разложении первоначально образуется свободный азот, который, окисляясь избыточным кислородом ВВ, дает окись азота NO.

Попадая в рудничную атмосферу, окись азота, соединяясь с кислородом воздуха, переходит в двуокись азота или азотистый ангидрид

$$2NO + O_2 = 2NO_2.$$

Процесс перехода NO в NO_2 не кратковременная реакция, как это считалось ранее, а требует для своего завершения значительного времени. Так, в экспериментах, приведенных в работе [67], окись азота при концентрации 0,0022% (т. е. в 22 раза больше санитарной нормы) полностью окислялась кислородом воздуха до NO_2 только через 231 *ч*. Относительно медленное протекание процесса окисления NO в NO_2 подтверждаются также опытами, приведенными в работе [30], а также опытами некоторых зарубежных ученых.

Таким образом, окись азота в рудничном воздухе после взрывных работ может находиться в течение длительного времени.

Окись азота — бесцветный газ. Удельный вес его около 1,04. Двуокись азота — газ красновато-бурого цвета, значительно тяжелее воздуха; удельный вес 1,58; хорошо растворяется в воде, образуя смесь азотистой и азотной кислот. Окислы азота относятся к опаснейшим примесям рудничного воздуха. Они более токсичны, чем окись углерода. Воздух, содержащий даже ничтожное количество этих газов, вызывает раздражение дыхательных путей, а при концентрации окислов азота 0,025% человеку грозит смерть через весьма короткое время. Предельно допустимая концентрация окислов азота в рудничном воздухе 0,0001% (в пересчете на N_2O_5).

Особенность действия окислов азота на человека заключается в том, что их отравляющее действие проявляется спустя некоторое время. Так, рабочий, подвергнувшийся действию окислов азота, может ничего не ощущать в течение дня, а ночью умереть от отека легких. Поэтому необходимо проявлять особую осторожность при приближении к выработкам, где производились взрывные работы. Не следует входить в такие выработки до полного их проветривания.

Сероводород (H_2S) — бесцветный газ с неприятным запахом, напоминающим запах тухлых яиц. Запах является специфическим признаком, по которому определяется содержание H_2S, когда он еще находится в неопасной концентрации (0,0001—0,0002%). Он тяжелее воздуха. Удельный вес сероводорода 1,19. Легко растворяется в воде. Так, при нормальном атмосферном давлении и температуре +15° С в 1 *л* воды может раствориться 3,25 *л* сероводорода. Сероводород горит, а при концентрации 6% образует с воздухом взрывчатую смесь. Сероводород весьма ядовитый газ. Отравляющее действие его выражается в нарушении внутритканевого дыхания: ткани перестают усваивать кислород. Содержание его в рудничном воздухе 0,02% через 5—8 *мин* может вызвать раздражение слизистых оболочек глаз, носа и горла. Опасное отравление происходит при содержании сероводорода в воздухе 0,05% через $^1/_2$ *ч*, а при содержании 0,1% наступает смерть.

Предельно допустимая концентрация сероводорода в рудничном воздухе составляет 0,00066% по объему. Источники загрязнения рудничного воздуха сероводородом: гниение органических веществ (крепежного леса); разложение водой некоторых серосодержащих пород и минералов (колчедана, гипса и др.); выделение из минераль-

ных источников, пересекаемых горными выработками; выделение в свободном состоянии из трещин и пустот в породах и полезном ископаемом (например, из каменной соли и колчеданных руд).

На рудниках, где имеется опасность появления сероводорода в выработках выше санитарной нормы, обязательно осуществление следующих мероприятий [37]:

1) применение опережающего бурения при проходке капитальных и подготовительных выработок;

2) отвод шахтных вод при наличии в них растворенного сероводорода, в закрытых лотках или трубах;

3) обеспечение рабочих индивидуальными средствами защиты.

На рудниках индивидуальной мерой защиты от сероводорода может служить фильтрующий промышленный противогаз марки В, выпускаемый заводами Министерства химической промышленности СССР. Следует однако иметь в виду, что противогаз может применяться только в тех случаях, когда содержание кислорода в воздухе не ниже 17%.

Ввиду большой растворимости в воде и ядовистости H_2S необходимо проявлять осторожность в тех выработках, где ощущается его запах и имеется скопление воды, так как падение в воду различных предметов может вызвать опасное для жизни выделение газа. Необходимо осуществлять систематический контроль за содержанием сероводорода в рудничном воздухе (см. § 2 главы II).

Сернистый газ (SO_2) бесцветен, обладает резким запахом. Удельный вес его 2,2, легко растворяется в воде: при температуре 20° С один объем воды растворяет около 40 объемов SO_2.

Сернистый газ очень ядовит, что проявляется при ничтожных его концентрациях. Так, при содержании SO_2 0,002% он вызывает раздражение слизистых оболочек глаз, носа и горла. Опасен для жизни при содержании в воздухе 0,05%. По Правилам безопасности концентрация сернистого газа в рудничном воздухе не должна превышать 0,00035%.

Обычно SO_2 в рудничном воздухе содержится в ничтожных количествах. Он образуется при взрывании содержащих серу пород, а в некоторых рудниках выделяется из горных пород вместе с сероводородом. Большие количества SO_2 образуются при взрывах серной и сульфидной пыли, а также при подземных пожарах на серных и медноколчеданных рудниках, в которых осуществляются специальные меры борьбы со взрывом пыли (см. главу VI).

Аммиак (NH_3) при обычных условиях бесцветный газ с характерным острым запахом. Значительно легче воздуха. Удельный вес его 0,59. Весьма ядовит: действует раздражающе на слизистые оболочки глаз, носа, горла, а в тяжелых случаях вызывает отек легких. Норма допустимого содержания аммиака в рудничном воздухе не более 0,0025%.

Аммиак в условиях шахт образуется за счет бактериального разложения азотсодержащих соединений. В небольшом количестве он образуется также при взрывных работах. Случаи выделения его из горных пород весьма редки. Однако при разработке апатитовых месторождений выделение аммиака из горных пород довольно частое явление, и подчас оно значительно осложняет ведение горных работ. Так, при проведении разведочного квершлага на Юкспорском участке содержание аммиака в воздухе призабойного пространства достигало 0,042%, превышая предельно допустимую норму почти в 16 раз. Только благодаря установке мощного вентилятора и обильному орошению отбитой породы удалось продолжать работы в выработке.

Об интенсивности выделения аммиака можно судить по данным следующих двух замеров. Если после уборки породы и тщательного проветривания забоя содержание аммиака составляло 0,0023%, то в пробах, взятых при выключенной вентиляции, через 20 *мин* его содержание доходило до 0,007%. Наиболее интенсивные выделения отмечены в сухих трещиноватых породах с повышенным содержанием углеводородов и без каких-либо признаков присутствия органических примесей. Наиболее высокая концентрация аммиака зарегистрирована в районе спонтанных выделений углеводородов в передовой штольне тоннеля Расвумчорр в 3720 *м* от портала.

§ 4. Газообразные эманации радиоактивных веществ

Газообразные продукты распада радиоактивных веществ — эманации: радон (Rn), торон (Tn) и актинон (An) — весьма опасные примеси рудничного воздуха. Они встречаются в рудниках, разрабатывающих урановые и ториевые месторождений. Эманации, выделяемые радиоактивными веществами, заполняют поры и трещины в горных породах и при проведении по ним горных выработок попадают в рудничный воздух. Все эманации являются изотопами и обладают близкими химическими свойствами. Наиболее существенная разница между ними заключается в различной устойчивости ядер, вследствие чего они имеют разные периоды полураспада T (время, в течение которого половина атомов данного изотопа претерпевает радиоактивное превращение). Так, радон имеет период полураспада 3,825 суток, а торон и актинон соответственно 54,5 и 3,92 *сек*.

Из газообразных радиоактивных веществ наиболее опасен радон, так как он, имея наибольший период полураспада, способен распространиться на значительные расстояния от эманирующего источника и выделяется из руд и пород в больших количествах.

Торон и актинон ввиду малого периода полураспада перемещаются на очень короткие расстояния и редко встречаются в рудничном воздухе в опасных для здоровья концентрациях. При наличии в рудничном воздухе радона и других эманаций радиоактивных веществ могут создаваться α, β, γ и другие излучения. В результате воздействия на организм человека ионизирующих излучений может

развиться лучевая болезнь. Эта болезнь может проявляться в острой и в хронической форме, в виде общих и местных поражений. Особенность воздействия на людей радиоактивных излучений состоит в том, что их поражающее действие на организм обнаруживается не сразу, а спустя некоторое время. Биологическое действие радиоактивных излучений связано с их высокой химической активностью, так как они способны разрывать любые химические связи и возбуждать длительно протекающие реакции.

Для количественной оценки действия радиоактивных излучений на человека вводится понятие дозы излучения, которая характеризует ионизирующую способность радиоактивного излучения. Единицей дозы излучения служит *рентген* (*р*) — количество рентгеновского или гамма-излучения, при котором в 1 $см^3$ воздуха образуются ионы, несущие заряд в одну электростатическую единицу количества электричества каждого знака. Производные рентгена — миллирентген — 1 *мр* = $10^{-3}р$ и микрорентген — 1 *мкр* = $10^{-6}р$. В табл. 1 приведены последствия различных доз излучения на организм человека.

Таблица 1

Доза излучения (единовременно), *р*	Вероятные последствия
0—25	Отсутствие явных поражений
25—50	Отсутствие серьезных поражений, возможны изменения в крови
50—100	Характерные изменения в организме, обнаруживаемые клинически, не сопровождающиеся потерей трудоспособности
100—200	Частичная потеря трудоспособности. В отдельных случаях возможен смертельный исход
400	Смертельный исход в 50 случаях из 100
600 и более	Смертельная доза

Безопасная доза облучения для рентгеновских и γ-лучей составляет 0,05 *р* за рабочий день. *Мощностью дозы* называется отношение дозы излучения к времени ее действия. Весьма важным показателем радиоактивных веществ является их активность, которая определяется числом атомов, распадающихся в 1 *сек*. За единицу измерения активности принят 1 *кюри*. Активность радиоактивного вещества равна 1 *кюри*, если в нем в 1 *сек* распадается $3{,}7 \cdot 10^{-10}$ ядер. Производными единицами являются милликюри и микрокюри. Концентрация газообразных эманаций радиоактивных веществ оценивается в *кюри/л*, а также в *эманах* и *махе*, причем 1 *кюри/л* — такая концентрация газообразных эманаций в 1 *л* воздуха, при которой происходит $2{,}2 \cdot 10^{12}$ распада в 1 *мин*. *Эман* — такая концентрация эманаций в 1 *л* воздуха, при которой происходит 220 распадов в 1 *мин*. Следовательно, 1 *эман* = 10^{-10} *кюри/л* = 220 *распад/мин · л* = = 3,7 *распад/сек · л*; 1 *махе* = $3{,}64 \cdot 10^{-10}$ *кюри/л* = 780 *распад/мин · л*.

Предельно допустимые концентрации газообразных эманаций, а также дозы ионизирующих излучений строго регламентируются санитарными правилами. Согласно этим правилам все лица, на которых возможно воздействие радиоактивных веществ, разделены на три категории:

категория *А* — лица, работающие непосредственно с источниками ионизирующих излучений (профессиональное облучение); категория *Б* — лица, не связанные непосредственно с облучениями, но работающие в помещениях, смежных с помещениями, в которых ведутся работы с радиоактивными веществами; категория *В* — все население, живущее на территории, граничащей с санитарно-защитной зоной, даже если взрослая часть его принадлежит к любой из категорий, приведенных выше. Дозы внутреннего облучения зависят от того, какие органы тела облучаются, в связи с чем этими же правилами установлены три группы критических органов:

I группа — все тело, гонады, хрусталик и кроветворные органы;

II группа — мышцы, жировая ткань, печень, почки, поджелудочная и предстательная железы, желудочно-кишечный тракт и легкие;

III группа — кожа, щитовидная железа, кости.

Установленные для указанных категорий предельно допустимые дозы внешнего и внутреннего облучения (сверх естественного фона) приведены в табл. 2.

Таблица 2

Категория облучения	Внешнее облучение всего организма		Внутреннее облучение критических органов по группам					
			I		II		III	
	мбэр	*бэр*	*мбэр*	*бэр*	*мбэр*	*бэр*	*мбэр*	*бэр*
	неделя	год	неделя	год	неделя	год	неделя	год
А	100	5	100	5	300	15	600	30
Б	10	0,5	10	0,5	30	1,5	60	3
В	1	0,05	1	0,05	10	0,5	20	1

Санитарными правилами установлен ряд предельно допустимых концентраций радиоактивных веществ в воздухе, поступление которых в организм не создает в критических органах доз облучения, превышающих предельно допустимые нормы. Так, на рабочих местах концентрация радона не должна превышать $3 \cdot 10^{-11}$ *кюри/л*, а в санитарно-защитной зоне — не более $1 \cdot 10^{-11}$ *кюри/л*.

Для контроля и измерения радиоактивных излучений применяются различные методы и приборы.

Так, для измерения мощности дозы γ-излучения используют прибор «Кактус» — сетевой стационарный прибор с ионизационными

камерами разных размеров. Для этой же цели используют переносный микрорентгенометр ПМР-1М. В последнее время отечественной промышленностью выпускаются новые приборы. Для измерения радиоактивной загрязненности оборудования, поверхностей в помещении, тела и одежды человека используют универсальный радиометр ТИСС, переносной радиометр РУП-1 и др. Для измерения радиоактивности воздуха применяют ряд специальных приборов. В настоящее время широко применяют индивидуальные дозиметры (ДК-0,2, ДК-50 и др.), служащие для контроля степени облучения в лабораторных или полевых условиях.

Наиболее прост по своему устройству карманный дозиметр ДК-0,2 (рис. 1) конструкции Государственного научно-исследовательского института рентгенологии и радиологии. Дозиметр ДК-0,2

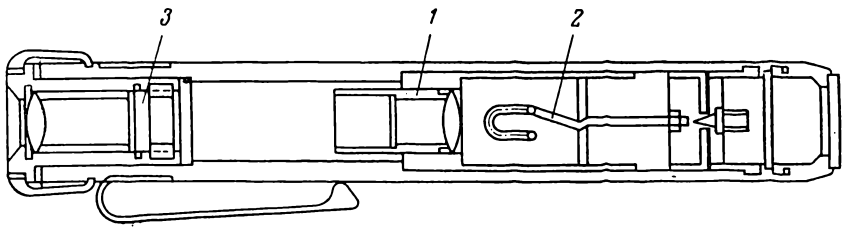


Рис. 1. Схема кармапного дозиметра ДК-0,2:
1 — ионизационная камера; *2* — электроскоп; *3* — микроскоп

имеет вид автоматической ручки. Принцип его действия следующий. Ионизационную камеру предварительно заряжают, тем самым предварительно сообщая ей известную разность потенциалов; воздействие ионизирующего излучения вызывает разрядку камеры, и по величине потерянного заряда судят о величине дозы облучения.

Для предупреждения заболеваний работающих на производстве, связанных с радиоактивными излучениями, осуществляют организационно-технические, инженерно-технические и медико-санитарные мероприятия. При этом защита от внешних облучений (от источников, находящихся вне организма человека) достигается нормированием времени пребывания людей в местах излучений, а также внедрением автоматизации производственных процессов и дистанционного управления производственными операциями.

Защита от внутреннего облучения достигается осуществлением мер, предупреждающих проникновение радиоактивных веществ внутрь организма. Одной из основных мер такого предупреждения является хорошо организованная вентиляция горных выработок — обеспечение рабочих мест таким количеством воздуха, чтобы концентрация радиоактивных эманаций не превышала установленных санитарных норм.

При расчете количества воздуха следует принимать норму содержания радона на общеисходящей струе рудника не более

$1 \cdot 10^{-10}$ *кюри/л*. Большое значение имеет осуществление следующих мероприятий:

максимальное сокращение объема капитальных и подготовительных работ при выборе способа вскрытия и подготовки месторождения;

тщательная изоляция выработанных пространств, являющихся коллекторами радона;

организация передвижения людей в руднике по выработкам, омываемым свежей струей и по возможности не подверженным радиоактивным излучениям;

отвод рудничных вод по выработкам, по которым не происходит движения людей;

для защиты от радиоактивных пылей применение широкого комплекса средств пылеподавления (см. главу V части I);

обеспечение всех рабочих противопыльными респираторами типа ШБ-1, защищающими дыхательные пути от радиоактивной пыли;

организация на всех рабочих местах регулярного дозиметрического контроля;

хранение радиоактивных веществ только в специальных хранилищах; расположение отвалов пустых пород и других отходов на достаточном безопасном расстоянии от промплощадки и населенных пунктов;

проведение со всеми работающими инструктажа о мерах предосторожности на производствах, опасных радиоактивным излучением;

проведение специальных медицинских осмотров при оформлении на работу;

запрещение курения, приема пищи в выработках, пройденных по радиоактивным рудам и породам.

§ 5. Взрывчатые газообразные примеси рудничного воздуха

Метан (CH_4) — одна из опасных примесей рудничного воздуха, так как может образовывать с воздухом взрывчатую смесь. Он бесцветен, не имеет вкуса и запаха, почти в 2 раза легче воздуха (удельный вес 0,55), вследствие чего обычно скопляется у кровли выработок, а также в забоях восстающих.

Метан в обычных условиях (при невысокой температуре и давлении) химически инертен и соединяется только с галоидами. Действие его на органы дыхания подобно действию азота. Он вреден только потому, что снижает содержание кислорода в воздухе.

Наиболее важные для рудников свойства CH_4 — горючесть и взрывчатость. Эти свойства проявляются различно в зависимости от его содержания в рудничном воздухе. При концентрациях метана в воздухе до 5—6% он может гореть около источника высокой температуры; при концентрации от 5—6 до 14—16% смесь воздуха с CH_4 становится взрывчатой, причем взрыв наибольшей силы происходит

при содержании CH_4 в рудничном воздухе 9,5%. При концентрации свыше 14—16% смесь воздуха с метаном уже не взрывчата. Такая смесь горит спокойным пламенем.

Продуктами горения и взрыва CH_4 являются углекислый газ и вода. При большом содержании метана при горении и взрыве может частично получаться окись углерода. Температура воспламенения метана 650—750° С. Однако она может быть выше и ниже этих пределов в зависимости от рода воспламенителя, содержания метана в воздухе, от длительности воздействия источника воспламенения и т. п. Так, раскаленные поверхности воспламеняют метан при температурах более высоких, чем пламя. Наиболее легко воспламеняются смеси с 7—8-процентным содержанием метана.

Выделение метана широко распространено в каменноугольных шахтах. Вместе с тем в последнее время отмечены значительные выделения горючих газов (метан и его гомологи, водород, сероводород и др.) при разработке рудных месторождений. Это наблюдается в апатитовых (Хибины), медно-никелевых (Норильск), медных (Уруда), алмазных (Якутия), оловянных (Магадан), золотых (Балей в Забайкалье, Бестюбе в Казах. ССР, Шурале на Урале), калийных (Соликамск, Березняки) и других рудниках.

Отмечены газопроявления на металлических рудниках Швеции, Франции, Канады, ЮАР и Австралии. В Австралии газопроявления были зарегистрированы при пересечении скважинами гранитов.

В угольных шахтах возможны следующие виды выделений метана в горные выработки: обыкновенное — происходящее медленно, но непрерывно из невидимых пор и трещин в угле или породе по всей обнаженной их поверхности; суфлярное — истечение газа из видимых на глаз трещин в толще угля или породы, иногда кратковременное, но чаще более или менее длительное; внезапное — выбросы в течение короткого времени большого количества газа вместе с разрыхленной горной массой.

Для горнорудных предприятий характерны три вида выделений метана: суфлярные, обыкновенные и быстрая дегазация разрушенной породы. Степень проявления их в разных месторождениях различна.

В рудниках, разрабатывающих апатито-нефелиновые месторождения (Хибины), суфлярные выделения метана сравнительно редки [24]. Интенсивное выделение такого вида было зарегистрировано в декабре 1951 г. в передовой штольне железнодорожного тоннеля, подсекающего Юкспорское месторождение на расстоянии 1042 *м* от его северного портала. Из пробуренных шпуров газ выделялся под значительным напором. В течение короткого времени в выработке сечением до 12 $м^2$ создалась концентрация газа, давшая возможность распространиться волне пламени на расстояние 500 *м* от забоя.

Менее интенсивные суфлярные выделения газа отмечались в передовой штольне тоннеля Расвумчорр, где газ пробивался через покрывающую почву выработки воду в виде многочисленных грифонов, каждый из которых выделял до 1 *л* газа за 5—6 *мин*. Суфлярные выделения газа в рудниках представляют большую опасность, так

как, будучи концентрированными, они способны в течение короткого времени создать в месте выделения в атмосфере выработки взрывоопасные концентрации даже при небольшом общем дебите суфляра.

Обыкновенное выделение газа имеет место на всех горизонтах хибинских рудников. В составе газа превалирует водород, содержание которого закономерно увеличивается по мере углубления горных работ, достигая на нижних горизонтах в слабо проветриваемых глухих выработках 0,01% по объему. Однако доля газа, поступающего в выработки рудников, за счет этого вида выделения в общем количестве газа в выработках ничтожна и может не приниматься во внимание при расчете газообильности выработок.

Значительное количество газа выделяется при дегазации разрушенной породы. В газовом балансе хибинских рудников этот вид выделения газа превалирует над всеми другими. Особенно резко он проявляется при системах разработки с массовым обрушением руды. Процесс дегазации разрушенной взрывом породы протекает весьма интенсивно. По наблюдениям Г. И. Войтова, основные количества газа освобождаются из нее в течение 20—30 *мин.* В подготовительных выработках за это время выделяется и уносится воздушной струей до 70—75% общего количества газа, освобождающегося из горной массы.

На рудниках Норильского горнометаллургического комбината основной формой выделения газов являются суфлярные выделения, на которые приходится подавляющее количество выделяющегося в выработки метана. Обыкновенное выделение газов и дегазация разрушенной породы имеют подчиненное значение.

По составу в суфлярах преобладает метан, водород встречается реже. Однако по сравнению с угольными месторождениями Советского Союза в Норильском районе наиболее часто обнаруживается водород. Характерная особенность выделения водорода — его приуроченность к суфлярам, причем он обнаруживается обычно в первый период действия суфляра. Углекислый газ встречается всего в количестве 1—2%. Азот является преобладающим компонентом в зоне газового выветривания. В некоторых суфлярах отмечается присутствие тяжелых углеводородов, окиси углерода и сероводорода.

Источниками этих газов являются угольные пласты тунгусской свиты, подстилающей рудное тело, а также трещиноватые осадочные и изверженные породы, расположенные ниже подошвы вечной мерзлоты.

Суфлярные выделения в рудниках Норильского горнометаллургического комбината характеризуются следующими особенностями [47]:

1) суфляры распределяются по всей поверхности обнажения горных пород; выделение газа происходит из всех открытых трещин в почве, кровле и стенках газообильной выработки;

2) небольшая интенсивность отдельных суфляров; максимальный дебит отдельных суфляров 40 $м^3/ч$; дебит одного суфляра редко достигает 1—2 *л/ч*, однако суммарный дебит мелких суфляров высок. Так, в подготовительной выработке горизонта 162,5 *м* интенсивность

выделения метана в начальный период после обнажения нередко составляла 100—250 *л/ч* с 1 *м* выработки;

3) длительность действия суфляров достигает 10 лет (обычно от 2—3 до 6—7 лет);

4) выделение газов из трещин происходит под небольшим давлением без шумовых эффектов.

Газообильность рудников и их категории по метану. Газовыделения шахт и рудников оцениваются абсолютной и относительной газообильностью. Под а б с о л ю т н о й газообильностью понимают количество метана, выделяющегося за сутки ($м^3$), а под о т н о с и т е л ь н о й — то же количество газа, отнесенное к 1 *т* или 1 $м^3$ добытого полезного ископаемого.

Для угольных месторождений за единицу, к которой относится величина газообильности шахты, принята 1 *т* суточной добычи угля. При сравнительно небольших пределах колебания удельных весов разных марок углей она универсальна, а газообильность шахт выражается в кубических метрах газа на 1 *т* суточной добычи угля. Удельные веса рудных полезных ископаемых изменяются в весьма широких пределах и резко отличаются от удельного веса угля. Поэтому принятое для рудников исчисление их относительной газообильности на единицу объема (на 1 $м^3$ суточной добычи горной массы) следует считать вполне обоснованным.

По величине относительной газообильности опасные по газу рудники разделяются на категории (табл. 3).

Таблица 3

Категория рудника	Относительная газообильность метана на 1 $м^3$ суточной добычи горной массы, $м^3$
I	До 7
II	От 7 до 14
III	От 14 до 21
Сверхкатегорные	21 и выше или рудники, разрабатывающие месторождения, опасные по суфлярным выделениям

Мероприятия по предупреждению взрывов метана. При разработке рудных и россыпных месторождений подземным способом шахты, в которых обнаружен метан или водород, должны переводиться на газовый режим в соответствии с Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах. Установление газового режима предусматривает осуществление специальных мероприятий, направленных на недопущение в подземных выработках опасных концентраций метана и устранения возможности появления источника его воспламенения. К этим мероприятиям относятся:

1) непрерывное интенсивное проветривание всех выработок с тем, чтобы достигнуть разбавления метано-воздушной смеси до концен-

трации: в исходящей струе из участка — не более 1%, а в общей исходящей струе рудника — не более 0,75% по объему;

2) искусственное проветривание рудника вентиляторной установкой, состоящей из двух самостоятельных агрегатов, один из которых резервный;

3) применение простой, надежной в отношении аварий схемы проветривания как рабочих участков, так и всего рудника;

4) применение всасывающего способа проветривания рудника и обеспечение восходящего движения вентиляционных струй;

5) проветривание забоев по возможности за счет общешахтной депрессии; при использовании для проветривания подготовительных выработок вентиляторов местного проветривания их необходимо устанавливать на свежей струе с таким расчетом, чтобы они не засасывали загрязненный воздух;

6) обеспечение исправного состояния всех вентиляционных сооружений и снижение до минимума утечек воздуха;

7) регулярный контроль состава воздуха; такой контроль должен производиться не менее двух раз в смену в действующих забоях шахт I и II категорий и не менее трех раз в смену в шахтах III категории и сверхкатегорных;

8) недопущение открытого огня, запрещение курения и проноса спичек;

9) применение электрооборудования во взрывобезопасном и искробезопасном исполнении;

10) применение предохранительных ВВ и СВ;

11) взрывание зарядов только при концентрации метана меньше 1% у забоя и на расстоянии не менее 20 *м* от забоя.

Механическое перенесение комплекса мер по борьбе со взрывами метана, осуществляемых на угольных шахтах, на опасные по газу металлические рудники в ряде случаев требует существенного изменения технологии добычи руд, что приводит к значительному снижению производительности труда. Поэтому необходимо изыскивать наиболее рациональные и эффективные способы борьбы с газопроявлениями в металлических рудниках. При этом большое значение имеет использование 20-летнего опыта ведения горных работ на руднике «Заполярный» (Норильский комбинат), где впервые в горнорудной промышленности отмечены интенсивные выделения метана [44].

Горные работы этого рудника ведутся в зоне многолетних мерзлых пород выше горизонта 201 *м* и в зоне положительных температур пород ниже горизонта 201 *м* (горизонты 162,5, 140 и 90 *м*). В зоне многолетних мерзлых пород все трещины заполнены льдом и выделения газов незначительны. Поэтому безопасность при ведении горных работ решается деятельным проветриванием всех выработок, регулярным контролем за составом рудничной атмосферы и резким сокращением бурения скважин в зону талых пород. Такие скважины бурят по специальным проектам с соблюдением специально разработанных мероприятий по усиленному проветриванию места установки станка и контролю атмосферы около него.

На нижних горизонтах в условиях интенсивных и длительных выделений метана предотвращение опасности взрывов метана достигается осуществлением комплекса мероприятий.

1. Мероприятия по снижению поступления метана в выработки рудника:

дегазация газоносного массива заблаговременным проведением откаточных выработок;

дегазация угольного пласта и перехват газов дегазационными выработками;

цементация трещиноватых изверженных пород.

Весьма эффективна предварительная проходка откаточных выработок, так как она приводит к значительной дегазации газоносного массива (трещиноватые породы и угольные пласты). По предварительным подсчетам ИГД им. А. А. Скочинского за 13 лет (с 1950 по 1962 г.) в выработки нижних горизонтов рудника выделилось около 13 млн. $м^3$ метана. При этом почти все это количество газа выделялось в северном крыле на площади интенсивных выделений размером 90 000 $м^2$.

Относительно небольшое выделение метана наблюдалось в дегазационные выработки. За время дегазации угольных пластов в эти выработки протяженностью 2000 $м$ выделилось около 1,3 млн. $м^3$ метана. Объясняется это тем, что они пройдены на площади, значительно дегазированной ранее пройденными выработками по рудному массиву. В настоящее время в дегазационных выработках поставлены перемычки, и газ вакуумной установкой отводится непосредственно в исходящую струю рудника. Для локальной борьбы с суфлярными выделениями газов на руднике испытывался метод цементации трещиноватых изверженных пород. При этом тампонажный раствор цемент — вода концентрацией от 1 : 10 до 1 2 нагнетался под давлением в шпуры длиной 2—5 $м$ и скважины 8—12 $м$, пробуренные в почву и стенки газообильных выработок.

Испытаниями была установлена неэффективность применения цементации для борьбы с мелкими суфлярами, приуроченными к трещинам небольшого зияния.

Областью применения цементации в условиях рудника является борьба с крупными суфлярами в тех случаях, когда выпуск газов в атмосферу рудника или их отвод по трубам невозможны или нецелесообразны.

2. Организационно-технические мероприятия:

постоянный контроль состава атмосферы всех выработок рудника службой газомерщиков; замеры метана производят не менее трех раз в смену;

обеспечение каждого инженерно-технического работника и бригадира забойных бригад газоопределителем на метан;

проведение не реже одного раза в квартал со всеми горнорабочими и техническим персоналом специального инструктажа по безопасному ведению горных работ в условиях газового режима;

проведение подготовительных выработок только парными забоями; сбойка откаточных выработок с вентиляционным горизонтом через каждые 100—120 *м*;

применение более совершенной системы разработки принудительного обрушения с одностадийной выемкой руды вместо системы блокового принудительного обрушения; при этом обеспечивается снижение выхода негабарита в 2 раза и удельного расхода ВВ на вторичное дробление на 37% и тем самым уменьшается вероятность воспламенений метано-воздушных смесей при взрывании накладных зарядов;

производство взрывных работ в строгом соответствии с графиком, утвержденным главным инженером рудника; взрывные работы при проходке выработок ведутся только при концентрации метана менее 1%;

применение водораспылительных завес при взрывных работах на проходке горных выработок;

при массовых взрывах вывод всех людей из подземных выработок, отключение электроэнергии на момент монтажа электровзрывной сети, замеры содержания метана во всех выработках заряжаемого блока;

замер концентрации метана перед дроблением негабаритов накладными зарядами и проведение этих работ при полном отсутствии метана и наличии туманообразователей.

Осуществление этих мероприятий по дегазации газоносного массива, эффективная вентиляция и ее контроль, безопасное ведение буровзрывных работ позволяют руднику вести добычу руды при метановыделении без существенного изменения технологии горных работ.

Водород (H_2) — газ без цвета, запаха и вкуса, физиологически инертный. Он наиболее легкий газ (удельный вес 0,069).

Водород не поддерживает горения, не ядовит, горит слабо светящимся пламенем. При концентрации его от 4 до 74,2% образует с воздухом взрывчатую смесь. Температура воспламенения водорода на 100—200° С ниже, чем метана.

В шахтах и рудниках водород встречается в виде примеси к метану вместе с тяжелыми углеводородами. Водород образуется также в зарядных камерах и ламповых при зарядке аккумуляторных батарей.

Допустимая концентрация водорода в рудничном воздухе не более 0,5%.

Глава II

КОНТРОЛЬ СОСТАВА РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Безопасность работающих на рудниках людей в значительной мере обусловливается состоянием рудничной атмосферы. Действующее в Советском Союзе законодательство требует регулярного контроля за составом рудничного воздуха, который осуществляется

двумя способами: 1) химическим анализом проб рудничного воздуха в лаборатории; 2) опробованием рудничного воздуха непосредственно в подземных выработках специальными переносными приборами — газоопределителями.

§ 1. Лабораторный анализ рудничного воздуха

Химический анализ проб рудничного воздуха осуществляется газоаналитическими лабораториями ВГСЧ, ведущими систематическое наблюдение за его составом. Повседневная профилактическая работа каждой лаборатории проводится по плану шахты. План набора проб воздуха составляется начальником пылевентиляционной службы (ПВС), согласовывается с командиром ВГСЧ, обслуживающей данный рудник, и утверждается главным инженером рудника (шахты). Отбор проб воздуха для анализа производят в соответствии с «Инструкцией по отбору проб рудничного воздуха» (приложение 5)*.

§ 2. Опробование рудничного воздуха в подземных выработках

Этот способ контроля за составом рудничного воздуха в подземных выработках осуществляется специальными переносными приборами — газоопределителями.

Существует много видов газоопределителей. Однако не все они получили распространение на отечественных рудниках из-за сложности обращения с ними, громоздкости и т. д. Ниже приведено описание наиболее распространенных отечественных и зарубежных газоопределителей рудничного воздуха.

Опробование воздуха на содержание кислорода

Опробование воздуха на содержание кислорода производят бензиновой лампой «Свет шахтера». При уменьшении содержания кислорода в рудничном воздухе до 19% пламя бензиновой лампы начинает тускнеть и сила света уменьшается на $^2/_3$ по сравнению с пламенем лампы, горящей в свежем воздухе; при содержании кислорода 16,5—17% лампа гаснет. Однако бензиновой лампой определить точное содержание кислорода в рудничном воздухе невозможно. Более точное его определение производят переносным газоопределителем типа МакНИИ**.

Для непрерывного дистанционного автоматического контроля за содержанием кислорода в рудничной атмосфере очистных выработок ЦНИГРИ предложен [78] модифицированный автоматический газоанализатор на определение содержания кислорода типа МН-5122М

---

* Единые Правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Госгортехиздат, 1963.

** Схема устройства и порядок работы с прибором описан в книге В. Б. Комарова и Ш. Х. Килькеева «Рудничная вентиляция». Металлургиздат, 1959.

(рис. 2) *. Принцип действия этого прибора основан на использовании явления термомагнитной конвекции анализируемого воздуха, которая обусловливается парамагнитными свойствами кислорода **. Магнитные свойства кислорода (магнитная восприимчивость) уменьшаются с повышением температуры. Поэтому если нагретый проводник (чувствительный элемент), непрерывно омываемый содержащей кислород газовой смесью, поместить в магнитное поле, то молекулы кислорода, нагреваясь у поверхности проводника, будут частично терять свои магнитные свойства и вытесняться «холодными» молекулами, которые, в свою очередь, будут нагреваться и вытесняться новыми порциями «холодных» молекул.

Так возникают конвекционные потоки, т. е. термомагнитная конвекция. При изменении интенсивности этой конвекции, зависящей от содержания кислорода в анализируемом воздухе, меняется теплоотдача от нагретого проводника, а следовательно, и его температура и электрическое сопротивление. По величине сопротивления нагретого проводника можно судить о содержании кислорода в анализируемом воздухе.

В качестве измерительной схемы в газоанализаторе использована компенсационно-мостовая схема (см. рис. 2, *б*), основными элементами которой являются рабочий *I* и сравнительный мосты *II*. Двумя смежными плечами рабочего моста являются платиновые чувствительные элементы $Э_5$ и $Э_6$, находящиеся в ячейках рабочей камеры, через которую протекает анализируемый воздух, а двумя другими плечами — постоянные манганиновые сопротивления $Э_7$ и $Э_8$. Плечами сравнительного моста являются платиновые чувствительные элементы $Э_1$ и $Э_2$, находящиеся в ячейках сравнительной камеры, и постоянные манганиновые сопротивления $Э_3$ и $Э_4$.

Сравнительная камера заполнена чистым воздухом с содержанием кислорода 21%. Она герметически изолирована от внешней среды. Ячейки с чувствительными элементами $Э_6$ и $Э_2$ находятся в магнитном поле.

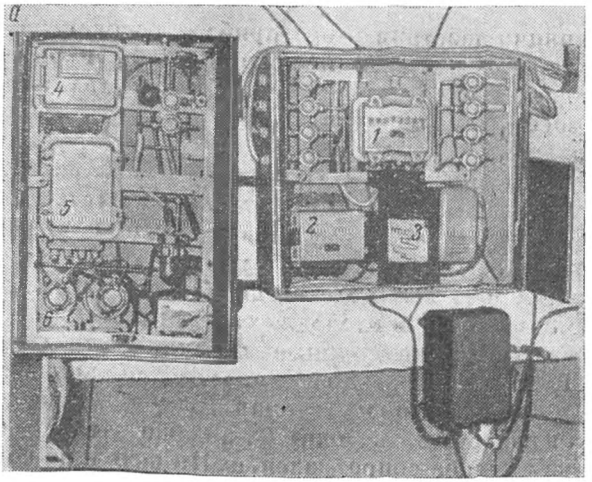
При работе газоанализатора чувствительные элементы нагреваются до температуры около 200° С у рабочего моста и около 100° С у сравнительного моста.

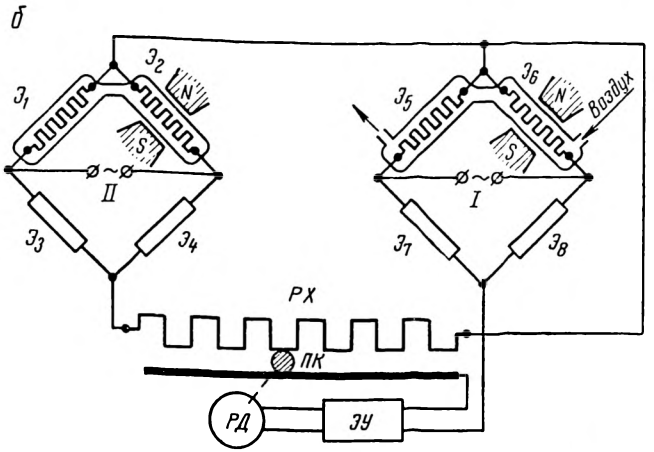
Напряжение в измерительной диагонали сравнительного моста обусловлено наличием кислорода в воздухе, который циркулирует в изолированной сравнительной камере и благодаря этому омывает чувствительный элемент $Э_2$. В измерительную диагональ сравнительного моста включен реохорд *РХ*, по которому скользит подвижный контакт *ПК*. Одна из вершин рабочего моста соединена с вершиной сравнительного моста, а другая — со входом электронного

---

* Газоанализатор МН-5122М создан на базе автоматического газоанализатора на кислород типа МН-5122, выпускаемого в Эстонской ССР. Технические требования на его модификацию разработаны институтом ЦНИГРИ.

** Парамагнитные тела — это слабомагнитные тела, намагничивающиеся в направлении приложения к ним магнитного поля. Парамагнитные свойства кислорода состоят в том, что кислород способен втягиваться в магнитное поле.





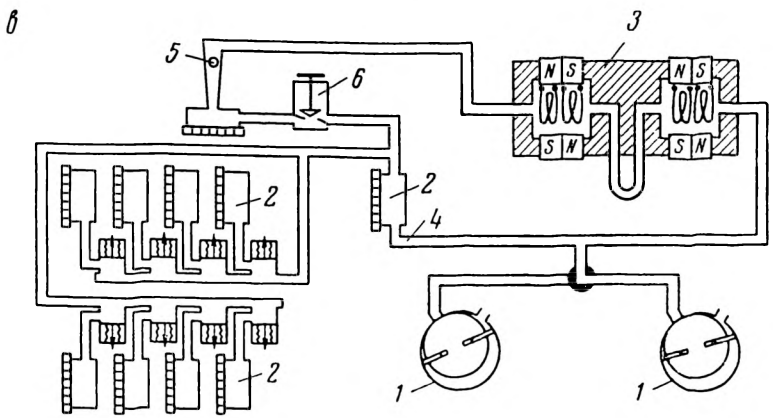


Рис. 2. Газоанализатор МН-5122М

усилителя *ЭУ*. Вторая точка электронного усилителя *ЭУ* соединяется с подвижным контактом реохорда. При протекании анализируемого воздуха через ячейки рабочей камеры в измерительной диагонали рабочего моста появляется напряжение, пропорциональное содержанию кислорода. Напряжение в измерительной диагонали рабочего моста должно быть всегда уравновешено частью напряжения сравнительного моста, снимаемого с реохорда. В этом случае напряжение на вход *ЭУ* не подается, и вся схема находится в равновесии.

При изменении содержания кислорода в анализируемом воздухе напряжение в диагонали рабочего моста также изменяется, что приводит к появлению напряжения на входе *ЭУ*. Реверсивный двигатель начинает вращаться в нужном направлении, перемещая *ПК* по реохорду. Вращение двигателя происходит до тех пор, пока напряжение в измерительной диагонали рабочего моста не уравновесится напряжением на соответствующем участке реохорда. При этом вся схема опять приходит в равновесное состояние.

С подвижным контактом реохорда кинематически связана вращающаяся шкала, по которой отсчитываются показания содержания кислорода в анализируемом воздухе.

Газоанализатор МН-5122М конструктивно выполнен в виде отдельных самостоятельных блоков.

1. Блок распределения газа *1* (см. рис. 2, *а*) предназначен для поочередного отбора анализируемого воздуха из восьми различных точек. Переключение точек отбора производится автоматически. Время определения содержания кислорода в каждой точке 3 *мин*.

2. Приемник *5* является основным блоком газоанализатора и предназначен для преобразования неэлектрической величины, какой является содержание кислорода, в электрический сигнал. Основной узел приемника — магнитный датчик, состоит из каркаса, магнитной системы и держателей с чувствительными элементами. В каркасе датчика расположены камеры рабочего и сравнительного моста.

3. Самопишущий прибор *3* типа Н-340 включается при необходимости записи показаний газоанализатора на диаграммную ленту.

4. Электронный показывающий прибор *4* предназначен для отсчета содержания кислорода в воздухе (в % по объему). Он имеет устройство, обеспечивающее подачу звукового или светового сигнала с включением средств защиты (например, дополнительного вентилятора) при падении содержания кислорода в забое ниже предельно допустимой нормы.

Основные узлы электронного показывающего прибора: электронный усилитель *ЭУ*, реверсивный двигатель *РУ* и реохорд.

5. Блок совпадения *2* служит для блокировки включения средств сигнализации или защиты в любых обслуживаемых точках, если в них было обнаружено недопустимое содержание кислорода. Средства сигнализации или защиты остаются включенными до очередного

отбора проб воздуха в этих точках, т. е. в течение всего цикла обегания.

6. Воздуходувки *6* служат для обеспечения подачи анализируемого воздуха от точек отбора проб к газоанализатору.

Схема движения анализируемого воздуха через газоанализатор показана на рис. 2, *в*. Анализируемый воздух поступает в прибор вследствие работы одной из воздуходувок *1*. При этом он проходит через специальные матерчатые фильтры *2*, где очищается от механических примесей. После блока распределения часть воздуха отводится в приемники *3*, а остальная часть сбрасывается в атмосферу по байпасному газопроводу *4*.

Требующийся расход воздуха через приемник устанавливается по ротаметру *5* с помощью регулирующего вентиля *6*. Все блоки газоанализатора смонтированы на двух рамах. Ниже приведены основные технические данные газоанализатора.

Пределы измерения содержания кислорода в воздухе, %	0—25
Цена деления шкалы, %	0,5
Расход анализируемого воздуха через датчик (приемник), *л/мин*	0,7
Производительность воздуходувок, *л/мин*	2,8—3,0
Вес газоанализатора, *кг*	78

Анализируемый воздух от точек отбора проб к газоанализатору подводится по резиновым трубкам с внутренним диаметром 6,5 *мм*. Максимальное удаление точек отбора проб от места установки газоанализатора составляет 170 *м*.

Испытания, проведенные в 1963—1966 гг. на Дегтярском руднике, показали надежность работы газоанализатора и возможность его применения для непрерывного дистанционного контроля за содержанием кислорода в рудничном воздухе.

Опробование воздуха на содержание углекислого газа

Определение высоких содержаний CO_2 в рудничном воздухе может производиться лампой «Свет шахтера». В неподвижном воздухе при содержании 3—4% углекислого газа пламя лампы тускнеет и гаснет. В выработках же, где наблюдается движение воздуха, лампа гаснет при содержании углекислого газа 5%. Бензиновая лампа не является точным прибором по количественному определению углекислого газа. Для этого рекомендуется пользоваться газоопределителем УП-3 (рис. 3) конструкции МакНИИ или шахтным интерферометром ШИ-5.

Принцип действия газоопределителя УП-3 основан на поглощении CO_2 из исследуемого воздуха химическим поглотителем и измерении получающегося при этом в камере разрежения.

Содержание CO_2 этим прибором определяют следующим образом:

1) устанавливают рукоятку крана в положение «продувка», соединяя этим камеру с атмосферой;

2) 8—10 качаниями насоса набирают в камеру реакции пробу воздуха, который при этом проходит через увлажнитель и приобретает определенную влажность;

3) рукоятку крана переводят в положение «реакция», при котором камера герметически закрывается;

4) выдерживают пробу воздуха в герметически закрытой камере в течение 2—3 *мин*; при этом происходит поглощение CO_2 химическим поглотителем;

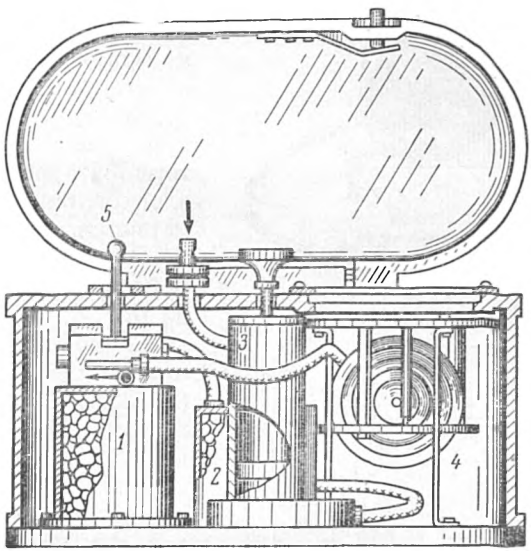


Рис. 3. Газоопределитель углекислого газа УП-3:
1 — камера реакции, заряженная на половину своего объема твердым ХПИ; *2* — патрон-увлажнитель; *3* — воздушный насос; *4* — мембранный манометр; *5* — трехходовой кран

5) рукоятку переводят в положение «манометр», при котором камера реакции соединяется с манометром, и по показанию стрелки определяют CO_2 в исследуемом воздухе.

Прибор позволяет определять содержание CO_2 в рудничном воздухе от 0,1 до 10%. По данным МакНИИ, без смены химического поглотителя можно произвести 500 замеров.

Прибор имеет малый вес, небольшие размеры, позволяет быстро определять содержание CO_2 в рудничных выработках. Время проведения одной операции по замеру содержания CO_2 составляет не более 3 *мин*.

Описание интерферометра ШИ-5 приведено ниже.

Опробование воздуха на содержание окиси углерода

Для определения содержания CO непосредственно в рудничных выработках применяют несколько видов переносных приборов: газоопределитель ОС-3 конструкции МакНИИ, дистанционный

газоопределитель РДВ-2 *, химический газоопределитель ГХ-4 и т. д. Принцип действия газоопределителя ОС-3 основан на измерении теплового эффекта реакции окисления окиси углерода в углекислый газ в присутствии специального катализатора — гопкалита.

При окислении CO в CO_2 в камере реакции выделяется тепло, что фиксируется термобатареей из железо-константановых термопар. В результате разности температур на концах спаев термобатареи образуется электродвижущая сила, измеряемая гальванометром.

Общий вид и схема устройства прибора показаны на рис. 4.

Точность замеров ±0,002% при концентрациях CO от 0,002 до 0,05% и ±0,006 при концентрациях от 0,05 до 0,01%. Прибор рассчитан на 50—60 замеров при одном заряжании поглотительных колонок, после чего следует перезарядить колонки. Газоопределитель позволяет определять концентрацию CO в восстающих выработках, не заходя в призабойную зону. Для этого предусмотрено использование второго трубопровода сжатого воздуха, обычно прокладываемого для проветривания забоя после взрывания шпуров. Воздух по этому трубопроводу отсасывается от забоя к газоопределителю, устанавливаемому на пути движения свежей струи.

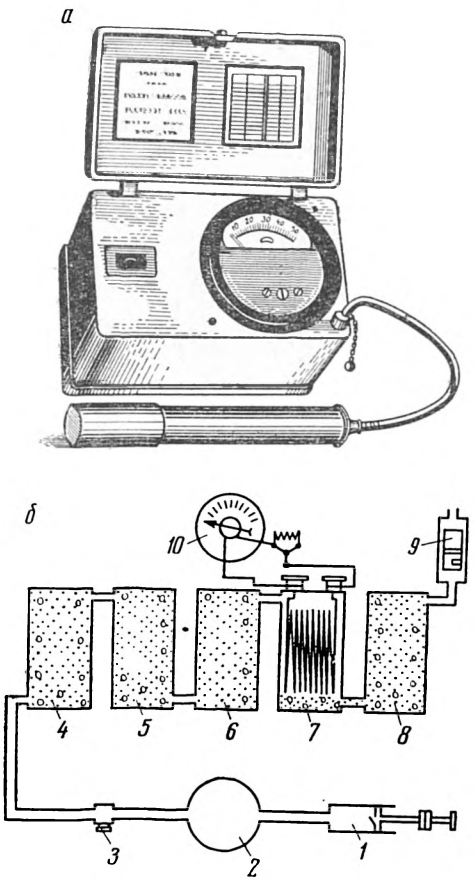


Рис. 4. Общий вид (*а*) и схема устройства (*б*) газоопределителя окиси углерода СО-3:

1 — ручной насос для протягивания исследуемого воздуха; *2* — буферная камера; *3* — кран; *4* — колонка с активированным углем для очистки исследуемого воздуха от газов; *5*, *6* — колонки, заполненные силикагелем для очистки исследуемого воздуха от влаги; *7* — камера реакции с гопкалитом и термобатареей; *8* — колонка для предохранения гопкалита от попадания влаги из воздуха; *9* — ротаметр; *10* — гальванометр с переключателем

Принцип действия газоопределителя такой же, как и прибора ОС-3. Схема его устройства показана на рис. 5. Эжектор *1* обеспе-

* Газоопределитель РДВ-2 разработан И. А. Редько, Ф. П Дорош и А. В. Высоцким (Криворожский бассейн).

чивает заполнение воздухопровода исследуемым воздухом с последующим протягиванием его через всю систему прибора.

Кран-переключатель *2* служит для переключения прибора на два режима — «продувка» и «анализ». Благодаря отбрасывающей пружине *3* кран-переключатель всегда находится на режиме «продувка».

Колонки *4* заполняются силикагелем и служат для предварительного осушения исследуемого воздуха, поступающего в реакционную камеру *5*. Реакционная камера разделена на две части. В верхней

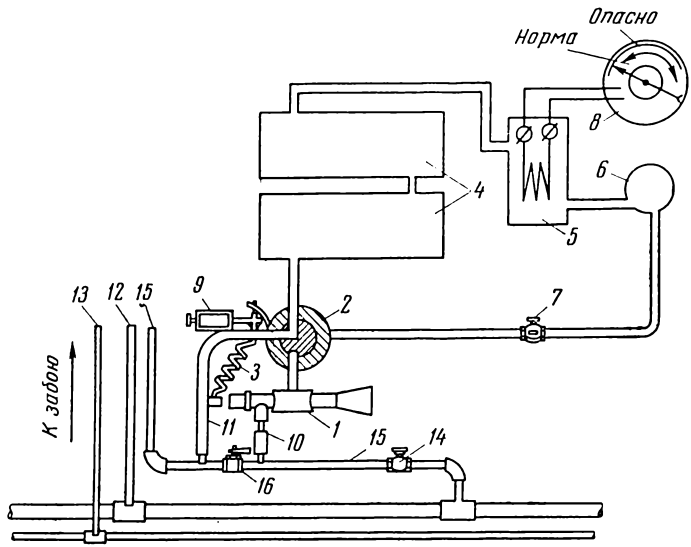


Рис. 5. Схема дистанционного газоопределителя окиси углерода РДВ-2

части располагаются «холодные» спаи термобатареи из железо-константановых термопар и выводы проводников к клеммам. Нижняя часть реакционной камеры заполнена гопкалитом, в который опущены «горячие» спаи термобатареи. Эта часть соединена с ротаметром *6*, предназначенным для контроля за количеством протягиваемого через прибор воздуха. Ротаметр через кран-дроссель *7* соединен с краном-переключателем *2*.

Гальванометр *8* служит для замера термоэлектродвижущей силы термобатареи. Шкала гальванометра имеет 50 делений. В начале шкалы имеются две утолщенные красные черты — «норма» и «опасно», которые соответствуют концентрациям окиси углерода 0,0016%, допустимой по Правилам безопасности, и предельной — 0,02%.

Импульсный счетчик *9*, сблокированный с краном-переключателем, регистрирует число произведенных анализов, что обеспечивает своевременную перезарядку поглотителей. Сжатый воздух подают к газораспределителю по шлангу *10*, а исследуемый — по шлангу *11*.

К установке подводятся трубопроводы сжатого воздуха *12* и водяной *13*. Для замера концентрации СО в восстающей выработке подключают прибор к воздухопроводу *15*, присоединяя шланги *10* и *11* к штуцерам пробкового крана *16*; включают в работу эжектор *1*, для чего открывают вентиль *14* воздухопровода *15*; указатель крана-переключателя держать в положении «продувка» в течение 4—5 *мин* для 4—5-кратного обмена воздуха в трубе. За это время произойдет очистка трубопровода от сжатого воздуха и заполнение его исследуемым воздухом из глухого забоя. Затем поворачивают кран-переключатель из положения «продувка» в положение «анализ» и следят за стрелкой гальванометра в течение 4—5 *мин*, пока не наступит тепловое равновесие и стрелка гальванометра установится в одном положении. Если при этом стрелка гальванометра остановится до начала черты с надписью «опасно», то вход в забой разрешается. Если стрелка гальванометра переходит эту черту, вход в забой запрещается. В этом случае отключают прибор и дополнительно проветривают забой, а через 15—20 *мин* производят повторное определение.

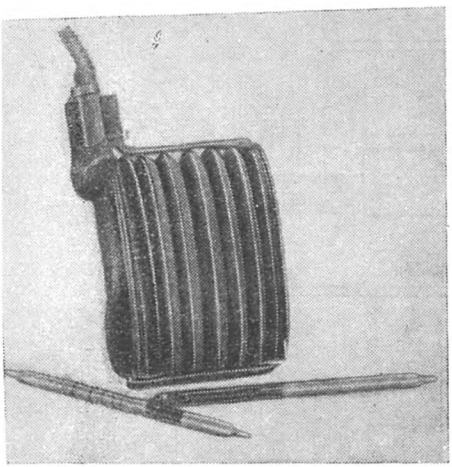


Рис. 6. Химический газоопределитель типа ГХ

Наиболее портативным и достаточно точным прибором для быстрого определения содержания окиси углерода в рудничном воздухе является химический газоопределитель типа ГХ, разработанный ЦНИЛ по горноспасательному делу (г. Макеевка).

Газоопределителем типа ГХ можно производить опробование рудничного воздуха не только на содержание в нем окиси углерода, но также сернистого газа, сероводорода и окислов азота.

Действие прибора основано на изменении окраски, находящихся в ампулах специальных реактивов при пропускании через них анализируемого воздуха. Концентрация газа при этом определяется по длине изменившего окраску столбика реактивного слоя и объему протянутого через трубку воздуха.

Газоопределитель типа ГХ состоит (рис. 6) из мехового аспиратора и комплекта индикаторных трубок. Меховой аспиратор служит для просасывания воздуха через индикаторную трубку и приводится в действие нажатием рукой. За полный ход резинового меха через трубку просасывается 100 *мл* воздуха. Количество просасываемого воздуха определяется объемом меха аспиратора и числом его ходов. Индикаторные трубки имеют стандартные размеры: длину 125 *мм*

и наружный диаметр 7 *мм*. Их снаряжают реактивным препаратом. Концы их оттягиваются на конус и запаиваются. Для облегчения отсчета результатов замера на поверхности индикаторных трубок в области реактивного слоя имеются маркировочные кольца, соответствующие определенной концентрации исследуемого газа (в объемных процентах). Кроме того, на трубках напечатана стрелка, указывающая направление движения исследуемого воздуха.

Индикаторная трубка, применяемая для определения содержания CO, частично заполняется порошком силикагеля, предварительно обработанным реактивным раствором, вступающим в реакцию с CO

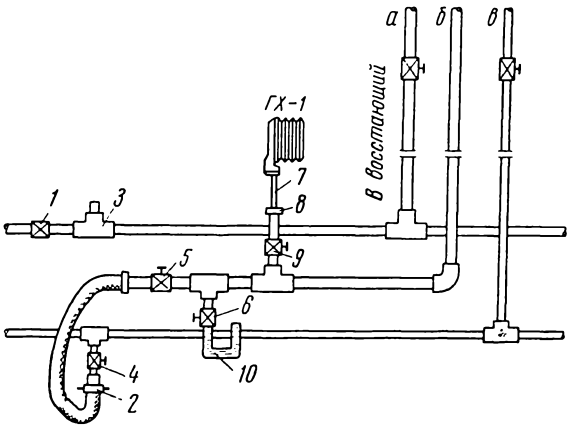


Рис. 7. Схема дистанционного способа отбора проб воздуха в забоях восстающих (положение в момент отбора пробы)

с образованием светло-зеленой окраски. Другая часть трубки заполняется порошком силикагеля, обработанным серной кислотой для удержания углеводородов, которые могут быть в исследуемом воздухе.

Определение содержания CO газоопределителем типа ГХ производят следующим образом:

1) вскрывают индикаторную трубку, для чего оба конца ее отламывают в специальной проушине, имеющейся на аспираторе;

2) вставляют трубку в мундштук аспиратора так, чтобы имеющаяся на трубке стрелка показывала направление к аспиратору;

3) приводят в действие аспиратор, для чего сжимают мех рукой до упора и затем опускают его до полного раскрытия;

4) после одного хода меха осматривают трубку; если зеленая окраска достигла первого деления или превысила его, то замер газа прекращают и немедленно выходят на свежую струю, так как концентрация CO в этом случае превышает предельно допустимые нормы;

5) если после хода меха окраска не появилась или достигла первого деления шкалы, то замер продолжают и делают еще девять

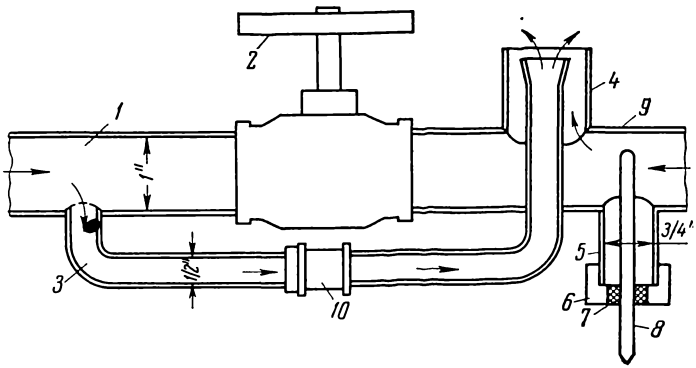


Рис. 8. Приспособление для набора проб воздуха из забоев восстающих и подэтажных выработок газоопределителем типа ГХ

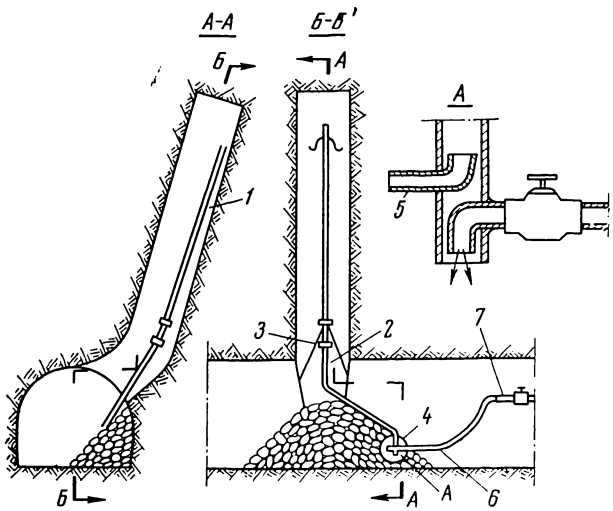


Рис. 9. Схема набора проб в рудоспуске телескопической трубой и эжектором:

1 — телескопическая труба; *2* — резиновый шланг; *3* — поддерживающие ножки; *4* — эжектор; *5* — штуцер для набора проб воздуха; *6* — шланг сжатого воздуха; *7* — магистраль сжатого воздуха

ходов меха (всего 10); длина окрашенного слоя трубки при этом является мерой для определения концентрации окиси углерода при протягивании 1000 *мл* воздуха;

6) значение концентрации газа определяют с помощью шкал, имеющихся на упаковке; для этого трубку прикладывают к шкале так, чтобы маркировочные кольца трубки совпадали с делениями шкалы, а начало окрашенного столбика — с нулевым ее делением. Если через трубку прососано 1000 *мл* воздуха, то значения концентрации CO читаются с правой стороны шкалы, если 100 *мл* — то с левой. Примененная трубка после отрицательного результата испытания может быть использована до 3—5 раз в этот же день.

Для правильности показаний перед началом работы с газоопределителем необходимо проверять меховой аспиратор на герметичность, для чего в мундштук аспиратора вставляют запаянную индикаторную трубку и сжимают мех до упора. Аспиратор герметичен, если в течение 10 *мин* сжатый мех полностью не раскрывается и ремешки не натягиваются.

Применяемая для определения CO индикаторная трубка позволяет устанавливать содержание ее в рудничном воздухе в пределах 0—0,3% по объему. Срок годности трубки два года.

На ряде рудников Криворожского бассейна успешно применяют дистанционный способ отбора проб и определения CO в забоях восстающих газоопределителем типа ГХ (рис. 7).

При этом способе предусмотрено использование второго трубопровода сжатого воздуха, прокладываемого для проветривания забоя. Отсасывание воздуха из забоя к газоопределителю осуществляется не эжектором, а за счет вакуума, создаваемого при свободном истечении воды из этого трубопровода.

Для отбора пробы воздуха из забоя восстающего этим способом необходимо закрыть вентиль *1* рабочей магистрали сжатого воздуха, отвернуть накладную гайку *2* от тройника *3* и подключить ее к вентилю *4* водяной магистрали, после чего открыть этот вентиль и полностью наполнить вентиляционный трубопровод водой. Для выпуска воды из вентиляционного трубопровода и засасывания через него загазованного воздуха из забоя вентили *4* и *5* закрываются, а вентиль *6* открывается.

Для определения содержания CO индикаторная трубка *7* газоопределителя типа ГХ вставляется в отверстие резиновой прокладки *8*, открывается вентиль *9* и отбирается проба. U-образный водоспускной патрубок *10* является гидравлическим затвором и служит для предотвращения засасывания через него рудничного воздуха. На рис. 8 показана схема устройства приспособления для дистанционного определения состава рудничного воздуха газоопределителем типа ГХ. Конструкция этого прибора разработана на руднике им. Ильича (Криворожский бассейн).

Приспособление монтируется в трубопровод сжатого воздуха или в специально проложенный воздухопровод под восстающим

на откаточном штреке в безопасном месте. Набор проб осуществляется следующим образом:

1) на патрубок *5* навинчивается заглушка *6* со вставленной в нее индикаторной трубкой *8* газоопределителя * (для уплотнения индикаторной трубки в заглушке запрессовано резиновое кольцо *7*);

2) с патрубка *4* свинчивается заглушка, которая в период использования трубопровода сжатого воздуха для бурения должна закрывать этот патрубок;

3) закрывается вентиль *2*, при этом сжатый воздух, находящийся в трубопроводе *1*, поступает по трубке *3* в патрубок *4* и выбрасывается в атмосферу горной выработки, создавая тем самым разрежение воздуха в верхней части трубопровода сжатого воздуха *9*. Вследствие этого воздух из призабойного пространства засасывается в трубопровод *9* и омывает индикаторную трубку газораспределителя;

4) определение состава воздуха газоопределителем типа ГХ производится вышеописанным способом;

5) после определения концентрации ядовитых газов приспособление отключается; для этого отвинчивается заглушка с индикаторной трубкой и на ее место ставится глухая заглушка, открывается вентиль и закрывается заглушкой патрубок *4*. После этого сжатый воздух по трубопроводу *1* через вентиль и трубопровод *9* будет поступать в забой. Расход сжатого воздуха эжектором составляет 6 $м^3/мин$.

Внедрение этого приспособления позволяет регулярно производить анализ рудничного воздуха перед началом работ в забоях.

Для возможности набора проб воздуха в коротких восстающих выработках (рудоспуски, дучки), обычно проходимых без отшивки ходового отделения, лабораторией вентиляции ВостНИГРИ разработано удобное приспособление, состоящее из телескопической трубы и эжектора (рис. 9). Телескопическая труба состоит из трех входящих одна в другую алюминиевых трубок длиной по 2 *м* каждая. Их внутренние диаметры соответственно 16,22 и 29 *мм*. Уплотнение стыков и фиксирование труб в определенном выдвинутом положении производят с помощью отрезков резинового шланга и зажимных хомутиков. К нижнему концу трубы присоединяют резиновый шланг, к другому концу шланга — эжектор со штуцером для набора проб.

Воздух по телескопической трубе засасывается эжектором, а определение содержания газов производят газоопределителем типа ГХ.

Этими же способами отбирают пробы для лабораторного анализа воздуха.

Применение этих способов отбора проб воздуха и определение концентрации ядовитых газов способствуют значительному повышению безопасности ведения работ при проходке восстающих выработок.

---

* Газоопределитель на схеме, приведенной на рис. 8, не показан.

Опробование воздуха на содержание окислов азота

Определение содержания окислов азота непосредственно в подземных выработках производят портативным прибором конструкции Ю. Ф. Гедаспова (рис. 10).

Принцип действия прибора основан на поглощении окислов азота реактивом Грисса, нанесенным на поверхность силикагеля. Количественное содержание окислов азота определяется визуальным сравнением исследуемой пробы со стандартной шкалой.

Прибор представляет собой трубку из органического стекла, состоящую из шести свинчивающихся между собой отдельных частей. В средней части прибора помещена стандартная шкала, имеющая

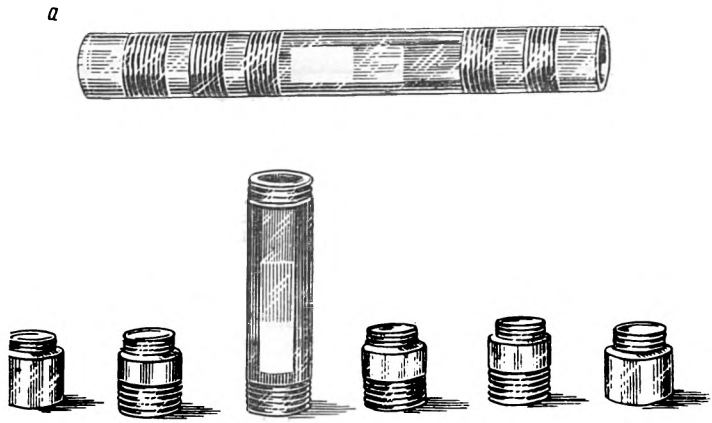


Рис. 10. Прибор на определение содержания окислов азота конструкции Ю. Ф. Гедаспова:

а — общий вид; *б* — составные части прибора

три эталона: первый — темно-розового цвета, соответствующий опасной концентрации окислов азота 0,01%; второй — розового цвета, соответствует предельно допустимой концентрации 0,0001%; третий — бесцветный, обозначает отсутствие окислов азота. На оба конца средней части трубки навинчивается последовательно на один конец три, на другой две заглушки с ячейками, в которые помещается силикагель, пропитанный реактивом Грисса.

Порядок работы с прибором очень простой и заключается в следующем. В месте определения содержания окислов азота держат прибор в вертикальном положении, отвинчивают нижнюю заглушку и выдерживают ее открытой в течение 5 *мин*. Затем производят сравнение со стандартной шкалой.

При наличии опасных концентраций окислов азота в рудничном воздухе силикагель в ячейке очень быстро краснеет, а при предельных концентрациях покраснение силикагеля до розового цвета происходит в течение 5 *мин*. Если в течение 5 *мин* окраска силикагеля

получилась более яркая, чем розовый эталон, но бледнее темно-розового, то концентрация окислов азота все же опасна и приступать к работе в этом месте нельзя. При этом необходимо повторить анализ после достаточного проветривания забоя, используя другую ячейку. При отсутствии окислов азота силикагель в ячейке в течение 5 *мин* остается бесцветным.

Прибор рассчитан на пять определений, после чего его передают газоаналитической лаборатории на перезаряжание. В лаборатории каждая ячейка прибора тщательно промывается, насухо вытирается и после этого заряжается силикагелем, предварительно пропитанным реактивом Грисса из расчета 2 *мл* на 2,4 *г* силикагеля. После заряжания прибор вновь поступает для очередных анализов.

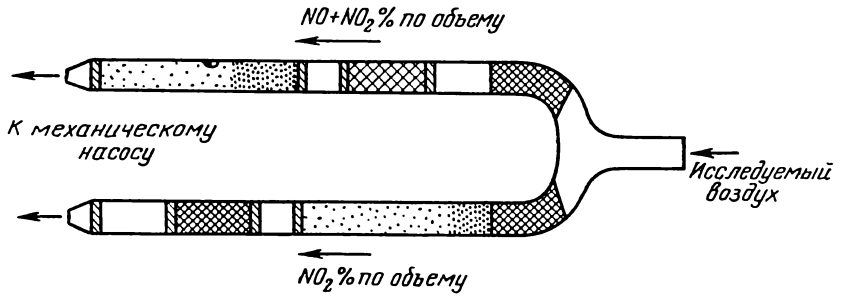


Рис. 11. Трубка-анализатор для определения суммарной концентрации окислов азота

Рассмотренный метод позволяет определять в рудничном воздухе только двуокись азота, так как реактив Грисса, фиксируя присутствие в воздухе NO_2, не реагирует на NO, в результате чего количественное содержание NO в атмосфере остается неизвестным. Однако переход NO_2 в NO — процесс длительный, и поэтому содержание окислов азота в рудничном воздухе после взрывных работ может быть значительно больше, чем это определяется приборами, основанными на принципе использования индикатора на NO_2.

Учитывая этот недостаток колориметрического способа определения окислов азота реактивом Грисса, в ЦНИЛ ВГСЧ Донецкого бассейна разработан экспресс-метод * определения суммарной концентрации NO и NO_2 с помощью трубки анализатора и мехового аспиратора типа ГХ.

Трубка-анализатор (рис. 11) имеет стандартные размеры, принятые для всех трубок химического газоопределителя типа ГХ. Она снаряжается окислительным порошком, окрашенным в темно-фиолетовый цвет и неокрашенным реактивным порошком.

Окислительный слой предназначен для окисления окиси азота до двуокиси, а реактивный — для химического поглощения дву-

* Метод разработан группой научных сотрудников ЦНИЛ Р. В. Сенкевичем, Т. К. Поченковым, Н. А. Классовской совместно с А. М. Мозепиной.

окиси азота, в результате чего реактивный слой окрашивается в серо-синий цвет на высоту столбика, пропорциональную определяемой концентрации.

Предложенная трубка-анализатор позволяет определять раздельно концентрацию NO и NO_2 одновременным притягиванием исследуемого воздуха через две трубки в противоположных направлениях (см. рис. 11). Поступление газового состава в две трубки обеспечивается забором пробы в одной точке через тройник. Шкала трубки позволяет определять концентрации окислов азота в интервале 0—0,005% по объему. Техника выполнения анализа трубкой-анализатором аналогична технике анализа газоопределителем типа ГХ.

Опробование воздуха на содержание сероводорода

При определении содержания сероводорода газоопределителем типа ГХ применяют специальную индикаторную трубку, часть которой заполняют белым порошком силикагеля, обработанным реактивным раствором на сероводород, а другую часть — порошком силикагеля, окрашенным в коричневый цвет, являющимся имитацией продукта реакции сероводорода.

При пользовании индикаторной трубкой необходимо десятью нажатиями аспирационного меха протянуть через трубку 1000 *мл* исследуемого воздуха. В случае присутствия в воздухе H_2S белый реактивный слой трубки окрашивается в коричневый цвет. В основу оценки результатов берется длина окрашенного столбика реактивного слоя. Начальные зерна реактивного слоя окрашиваются интенсивнее, чем последующие. Граница окраски для отсчета устанавливается по тому месту реактивного слоя, где еще отчетливо видны коричневые зерна.

После протягивания 1000 *мл* воздуха индикаторную трубку прикладывают к шкале таким образом, чтобы начало потемневшего столбика совпало с нулевым делением шкалы. Длина окрашенного столбика порошка в трубке укажет на шкале соответствующую концентрацию сероводорода (в процентах по объему). Индикаторная трубка позволяет установить содержание сероводорода в воздухе в интервале концентраций 0—0,0066% по объему.

Опробование воздуха на содержание сернистого газа

Присутствие сернистого газа в рудничном воздухе легко обнаруживается по запаху. Он ощутим уже при содержании его 0,0005%. Более точно определение содержания SO_2 может производиться газоопределителем типа ГХ или прибором конструкции МакНИИ.

Определение содержания сернистого газа в рудничном воздухе газоопределителем типа ГХ производится аналогично определению содержания окиси углерода и сероводорода. Индикаторные трубки, применяемые для этой цели, заполняются частично порошком силикагеля, обработанным реактивным раствором на сернистый газ

и частично порошком силикагеля, окрашенным в темно-синий цвет, являющимся имитацией продукта реакции сернистого газа. Если в исследуемом воздухе присутствует SO_2, то белый реактивный слой трубки окрашивается в темно-синий цвет. После протягивания 1000 *мл* воздуха индикаторная трубка прикладывается к шкале, и по длине окрашенного столбика реактивного слоя определяется концентрация SO_2 (в процентах по объему).

Если концентрация SO_2 в воздухе значительна и реактивный слой окрашивается целиком при числе ходов меха аспиратора менее 10, то концентрация SO_2 определяется по формуле

$$x = \frac{10k}{n},$$

где x — количество сернистого газа, *мг/л*;
k — показание шкалы, *мг/л*;
n — число ходов меха аспиратора.

Индикаторная трубка позволяет установить содержание SO_2 в воздухе в пределах от 0,0007 до 0,007% по объему.

Газоопределитель сернистого газа конструкции МакНИИ * позволяет определять его содержание в пределах от 0,0014 до 0,1%.

Действие прибора основано на измерении теплового эффекта реакции окисления сернистого газа в присутствии катализатора гопкалита.

Опробование воздуха на содержание метана

Наиболее простым способом определения содержания метана (CH_4) в рудничном воздухе является замер предохранительной лампой «Свет шахтера». Способы замера метана предохранительной лампой общеизвестны. Однако этот способ замера имеет существенные недостатки: невозможность не только замера, но при неопытном глазе даже обнаружения метана при содержании его 0,5—0,75%; невозможность замера газа непосредственно у кровли выработки; зависимость ореола от формы фитиля, температуры лампы, качества бензина и т. п. Поэтому были предложены различные системы газоопределителей для замены бензиновой лампы.

Шахтный интерферометр ШИ-3 (рис. 12) представляет собой переносный оптический прибор. Он предназначен для количественного определения содержания CH_4 и CO_2 в рудничном воздухе.

Действие прибора основано на измерении смещения интерференционной картины происходящего вследствие разных показателей преломления воздуха и воздуха в смеси с CH_4 или CO_2 (или с тем и другим), через которую проходит один из конгерентных лучей. Смещение интерференционной картины относительно ее нулевого

---

* Схема устройства и порядок работы с газоопределителем приведен в книге В. Б. Комарова, Ш. Х. Килькеева «Рудничная вентиляция». Металлургиздат, 1959.

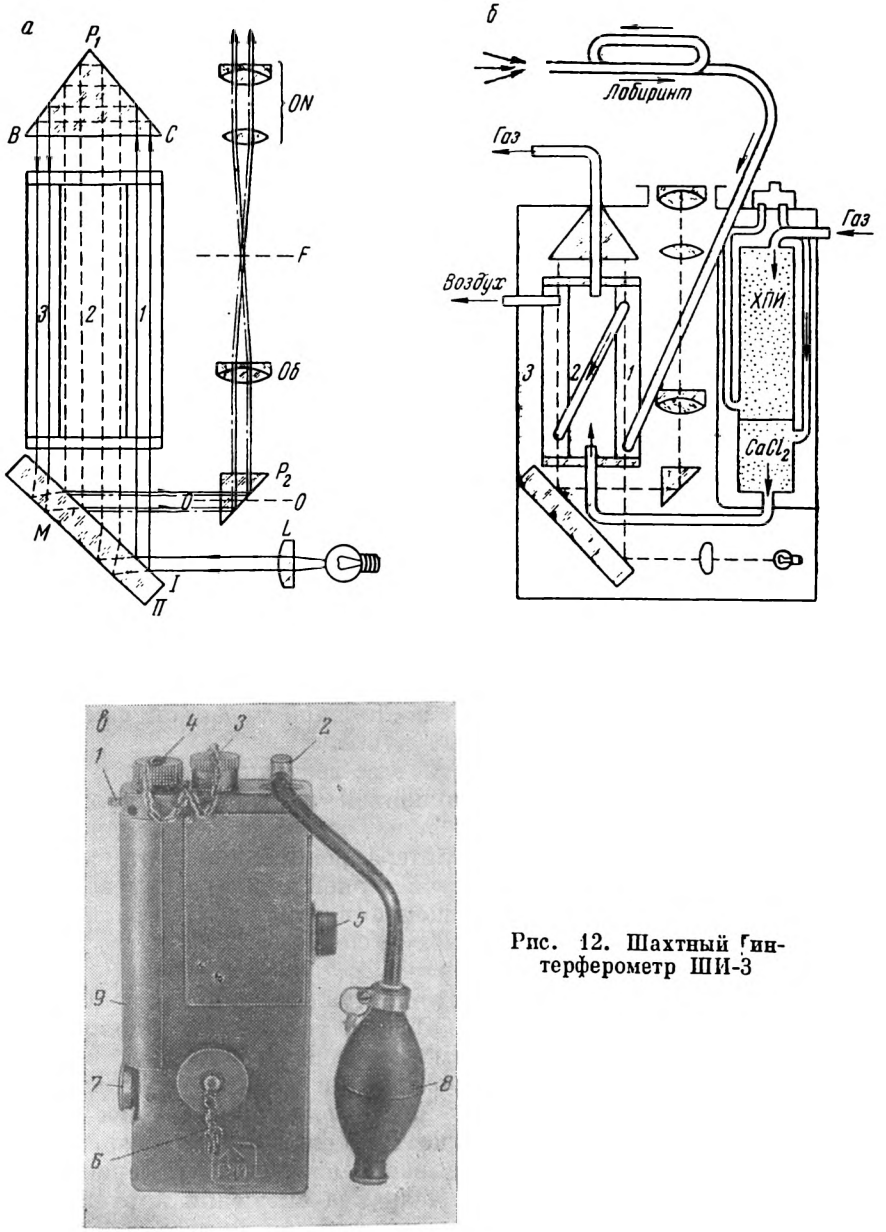


Рис. 12. Шахтный интерферометр ШИ-3

положения пропорционально величине показателя преломления исследуемой газовой смеси, который, в свою очередь, пропорционален процентному содержанию CH_4 и CO_2 в этой смеси. Показатели преломления этих газов отличаются друг от друга незначительно и поэтому при определении их содержания в рудничном воздухе пользуются одной и той же шкалой, деления которой показывают их содержание.

Оптическая схема газоопределителя показана на рис. 12, *а*. Свет от лампочки МН-1 проходит через конденсорную линзу *L* и далее параллельным пучком падает на зеркало *M*, где разлагается на два интерферирующих пучка. Первый пучок, отразившись от верхней грани *I* зеркала, проходит через полость *1* газо-воздушной камеры, дважды преломляется в призме *P* и через полость *3* газо-воздушной камеры возвращается к зеркалу *M*. Эти полости газо-воздушной камеры заполнены чистым воздухом. Отразившись от внутренней поверхности *II* зеркала этот пучок поступает затем на поворотную призму P_2. Второй пучок, отразившись от нижней посеребренной грани *II* зеркала, проходит через среднюю полость *2* газо-воздушной камеры, заполненной пробой рудничного воздуха, дважды преломляется в призме P_1 и вновь через полость *2* возвращается к зеркалу *M*. Отразившись от поверхности *1* зеркала, он также поступает на поворотную призму P_2.

Из призмы P_2 оба пучка света попадают в объектив *Об* зрительной трубки и собирается в ее фокальной плоскости *F*.

Интерференционная картина в виде цветных полос с ясно выраженной ахроматической полосой, ограниченной двумя черными полосами, возникает вследствие постоянной заданной самим прибором разности хода когерентных лучей.

При заполнении всей полости газо-воздушной камеры чистым воздухом смещения интерференционной картины не происходит, так как оба интерферирующих луча проходят через однородную среду. Это исходное положение интерференционной картины фиксируется совмещением середины левой черной полосы с нулевой отметкой неподвижной шкалы. Перемещение спектра производится поворотом призмы P_2. Такое исходное положение считается нулевым положением прибора.

Если средняя полость *2* газо-воздушной камеры заполняется воздухом, содержащим CH_4 или CO_2 (или то и другое одновременно), а полости *1* и *3* заполнены чистым атмосферным воздухом, то каждый из когерентных лучей света проходит по разным газовым средам. При этом вследствие различных показателей преломления для воздуха и его смеси с газом возникает дополнительная разность хода когерентных лучей, которая вызывает смещение интерференционной картины вправо вдоль шкалы. Величина смещения картины показывает относительное содержание определяемого газа.

Газовая схема прибора состоит (см. рис. 12, *б*) из двух изолированных друг от друга каналов: воздушного и газового. При засасывании в прибор рудничного воздуха он прежде всего попадает

в поглотительный патрон, заполненный ХПИ (химическим поглотителем известковым), для поглощения углекислого газа в пробе воздуха. Затем очищенный от CO_2 воздух поступает в нижнюю часть поглотительного патрона, заполненного гранулированным силикагелем, для поглощения паров воды. Далее воздух по трубке поступает в газовую полость *2* газо-воздушной камеры и через штуцер выходит в атмосферу. Таким образом, в полость *2* газо-воздушной камеры попадает смесь метана с воздухом, очищенная от углекислого газа и паров воды. В этом случае определяется содержание метана в рудничном воздухе.

Для определения содержания CO_2 отворачивается резьбовый колпачок и рудничный воздух грушей засасывается в прибор, минуя поглотитель ХПИ, при этом в полость *2* газо-воздушной камеры попадает смесь метана, углекислого газа и воздуха. Благодаря практически одинаковым оптическим свойствам CH_4 и CO_2 определяется суммарное содержание этих газов в рудничном воздухе.

Сохранение чистоты эталонного воздуха в полостях *1* и *3* газо-воздушной камеры обеспечивается при помощи лабиринта, представляющего собой спираль из медной или латунной трубки. Лабиринт позволяет поддерживать в воздушной линии прибора давление, равное атмосферному давлению.

Общий вид газораспределителя показан на рис. 12, *в*. Он представляет собой плоскую литую из силумина четырехугольную коробку, закругленную с одной стороны. Из прибора выведены: штуцер *1* для засасывания рудничного воздуха; штуцер *2*, на который надевается трубка резиновой груши *8*; окуляр *3*, закрытый предохранительным колпачком на цепочке; резьбовой колпачок *4*; кнопка *5* включения лампочки; маховичок, закрытый резьбовым колпачком *6*, для перемещения интерференционной картины в поле зрения окуляра; патрон лампочки *7*. Корпус внутри разделен перегородками на три отделения: в первом помещены газо-воздушная камера лабиринта и вся оптическая часть прибора; во втором — поглотительный патрон и в третьем — сухой элемент для питания лампочки.

Порядок работы с газоопределителем следующий. Перед спуском в шахту подготовляют прибор к работе. Вначале проверяют исправность резиновой груши, для чего ее сжимают и, закрыв отверстие резиновой трубки, наблюдают, как быстро она расправляется в разжатой руке. Медленное расправление указывает на ее исправность. После этого проверяется герметичность газовой линии прибора. Для этого надевают грушу *8* на штуцер *2* (см. рис. 12, *в*) и, закрыв плотно пальцем штуцер *1*, производят ее сжатие. Если резиновая груша расправляется медленно, то газовая линия герметична. Затем устанавливают прибор в «нулевое положение». Для этого прежде всего производят продувку воздушной и газовой линии чистым атмосферным воздухом. Для этого вынимают прибор из футляра, снимают крышку отделения с поглотительным патроном и на штуцер *9* надевают трубку резиновой груши. Затем, сделав 5—

10 нажатий груши, прокачивают линию чистым атмосферным воздухом. Для продувки газовой линии надевают трубку резиновой груши на штуцер *2* и делают пять сжатий груши. После продувки воздушной и газовой линии включают лампочку и, вращая окуляр *3*, получают необходимую резкость интерференционной картины. Далее устанавливают прибор в «нулевое положение», т. е. производят совмещение нулевого деления шкалы с серединой левой черной полосы интерференционной картины. Для этого отворачивают резьбовый колпачок *6* и, наблюдая в окуляр *3* за положением интерференционной картины, медленно вращают маховичок вправо и влево до тех пор, пока нулевое деление шкалы не совместится с серединой левой черной полосы интерференционной картины. После установки прибора на «нуль» маховичок закрывают резьбовым колпачком — прибор готов к работе.

В шахте не рекомендуется отвертывать резьбовый колпачок маховичка во избежание случайного его поворота и нарушения нулевого положения.

Замер содержания метана в подземных выработках производится в следующей последовательности. Через штуцер *1* или резиновую трубку, надетую на него, засасывается анализируемый воздух. При этом конец трубки подводится к кровле выработки. Сделав пять нажатий груши, включают лампочку и наблюдают за смещением левой черной полосы интерференционной картины. Если поступивший в прибор воздух содержит метан, то интерференционная картина сместится вправо вдоль шкалы, а деление шкалы, находящееся посередине левой черной полосы, покажет содержание CH_4 в пробе.

Для замера содержания CO_2 в рудничном воздухе вначале замеряют содержание CH_4 тем же способом. Затем, сняв колпачок *4*, сжимая грушу *5* раз, засасывают в прибор исследуемый воздух. При этом воздух будет поступать в прибор не через штуцер *1*, а через трубку, находящуюся под снятым резьбовым колпачком. После этого отсчет по шкале берется так же, как и при определении содержания CH_4. Полученный в этом случае отсчет покажет суммарное содержание в воздухе CH_4 и CO_2. Оба замера производятся в одном и том же месте.

Разность показаний двух замеров дает содержание CO_2 (в процентах по объему).

Газоопределитель ШИ-3 имеет небольшой вес (вес прибора без футляра 1,4 *кг*) и довольно большую точность измерений. Пределы измеряемых концентраций метана и углекислого газа от 0 до 6% (по объему) с точностью 0,25%. Время одного замера не более 1 *мин*. Количество замеров без смены поглотителей 400—600.

Шахтный интерферометр ШИ-5 (рис. 13) предназначен для определения содержания CH_4 и CO_2 в рудничном воздухе. Принцип его действия аналогичен газоопределителю ШИ-3. Однако в нем интерференционная картина создается лучами света от лампочки головного аккумуляторного светильника. Газовая система прибора

аналогична газоопределителю ШИ-3. С наружной части прибора находятся: штуцер *1* для засасывания рудничного воздуха и штуцер *2* для присоединения трубки резиновой груши *7*, окуляр *3*, закрытый предохранительным колпачком, резьбовый колпачок *4*, закрывающий входной патрубок, регулировочный маховичок *5* для установления прибора на «нуль», окно *6* для направления света от аккумуляторного светильника внутрь прибора.

Порядок определения содержания CH_4 и CO_2 газоопределителем ШИ-5 аналогичен описанному выше.

Аппаратура непрерывного автоматического контроля и сигнализации содержания метана в рудничном воздухе. Для непрерывного контроля содержания метана в рудничном воздухе выпускается несколько типов аппаратов: оптико-акустические сигнализаторы метана ОА-2309, оптико-акустические метан-реле, анализаторы метана тепловые ИМ-2, АТМ-2 и др.

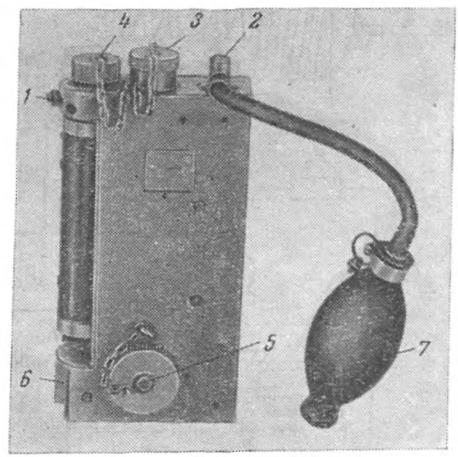


Рис. 13. Шахтный интерферометр ШИ-5

Анализатор метана АТМ-2 (термокаталитический) — стационарный прибор, предназначенный для непрерывного автоматического контроля содержания метана в рудничном воздухе. Он обеспечивает: измерение концентрации метана в пределах 0—1,2%, диспетчерскую сигнализацию при повышении содержания метана до 0,7% (предупредительная сигнализация); автоматическое отключение фидерного автомата или пускателя при аварийной концентрации метана.

В комплект аппаратуры АТМ-2 входит: датчик метана термокаталитический ДМТ-2, аппарат сигнализации содержания метана АСМТ-2, табло сигнализации содержания метана ТСМ-5, заградительный фильтр ФЗ-2 и гудок переменного тока ГПРВ-2М. Принцип работы анализатора основан на измерении теплового эффекта, получаемого в результате беспламенного сгорания CH_4 на поверхности катализатора. При этом величина теплового эффекта пропорциональна концентрации CH_4, содержащегося в рудничном воздухе. Сгорает CH_4 на платино-палладиевом преобразовательном элементе (рис. 14, *а*), имеющем форму полого цилиндрика, при температуре 360—400° С. Преобразовательный элемент содержит нагревательную спираль *1* (нихромовую спираль), цилиндрик *2*, платино-палладиевый катализатор *3* и платиновый термометр

сопротивления *4*. Отдельные части преобразовательного элемента скреплены замазкой.

Тепловой эффект воспринимается платиновым термометром сопротивления R_1, введенным в одно из плеч неуравновешенного электрического моста (рис. 14, *б*).

Для исключения влияния на измерительную схему датчика изменений температуры окружающей среды, влажности и других факторов в камере сгорания, где установлены измерительный нагревательный элемент R_0 и его термометр сопротивления R_1, установлены компенсационный нагревательный элемент R_k и его термометр сопротивления R_2. Компенсационный элемент R_k имеет геометрические, электрические и температурные параметры такие же, как и измерительный элемент R_0. Однако метан на компенсационном нагревательном элементе не сгорает, так как его цилиндр из окиси алюминия не имеет активного платино-палладиевого покрытия. Поскольку чувствительный и компенсационный элементы установлены в одной камере сгорания, то любое изменение физико-химических параметров рудничного воздуха, за исключением содержания CH_4, одинаково воспринимаются обоими термометрами сопротивления R_1 и R_2, являющимися смежными плечами мостовой схемы, благодаря чему мостовая схема остается уравновешенной. Таким образом, мостовая схема датчика, состоящая из двух термометров сопротивления R_1 и R_2 и двух балластных сопротивлений R_3 и R_4, установленных вне камеры сгорания, чувствительна только к изменению содержания метана в рудничном воздухе.

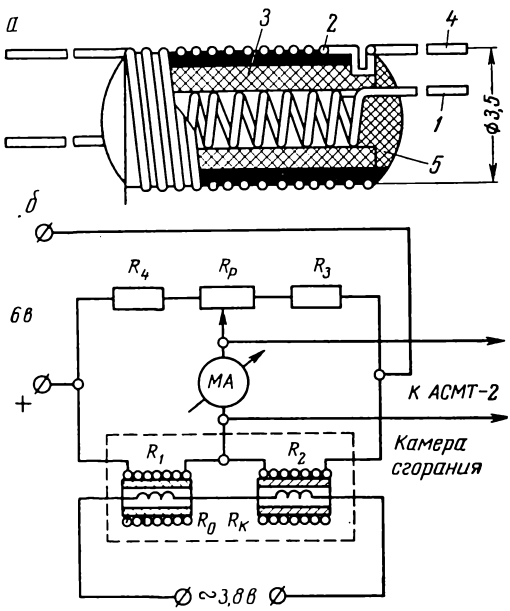
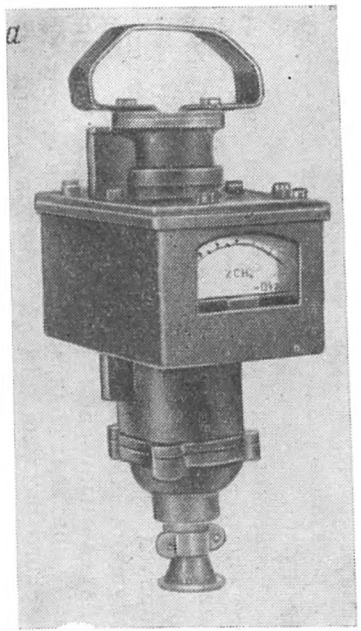
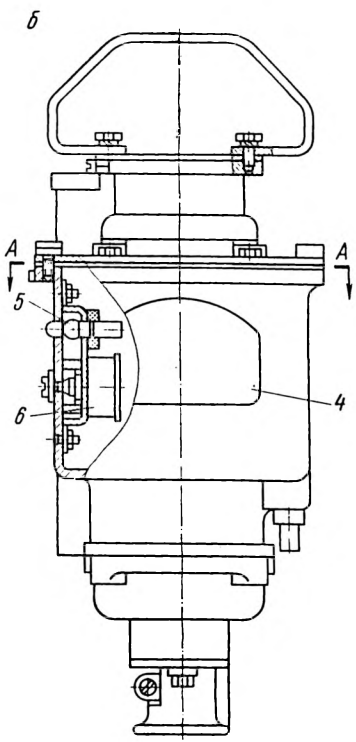


Рис. 14. Анализатор метана термокаталитический АТМ-2

При отсутствии CH_4 в рудничном воздухе схема балансируется при помощи регулировочного сопротивления $R_р$. При увеличении содержания метана значение сопротивления термометра R_1 линейно возрастает, что приводит к разбалансу мостовой схемы и увеличению тока в ее диагонали.

Изменение содержания метана измеряется микроамперметром типа М-24-3, включенным в диагональ мостовой схемы и отградуиро-





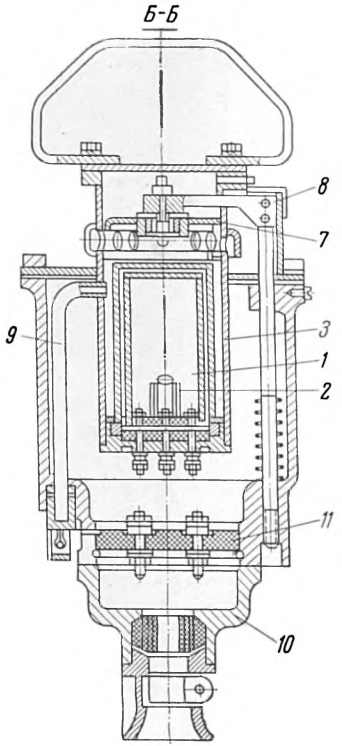


Рис. 15. Общий вид (*а*) и схема устройства (*б*) датчика метана ДМТ-2

ванным в процентах содержания CH_4. Ток разбаланса мостовой схемы поступает также в аппарат АСТМ-2, в котором установлены второй измерительный прибор, элементы релейно-исполнительного блока, блок питания и блокировочное устройство. Общий вид и схема устройства датчика ДТМ-2 показаны на рис. 15.

Камера сгорания *1* имеет взрывобезопасную оболочку. Основание ее закрыто двумя сетчатыми колпаками. Внутри ее расположена колодка *2* с нагревательными элементами и термометрами сопротивления. Камера сгорания укреплена внутри цилиндра *3*, приваренного к крышке датчика. Два других плеча моста, потенциометр *6*, блок питания, микроамперметр *4* типа М-24-3, индикаторная

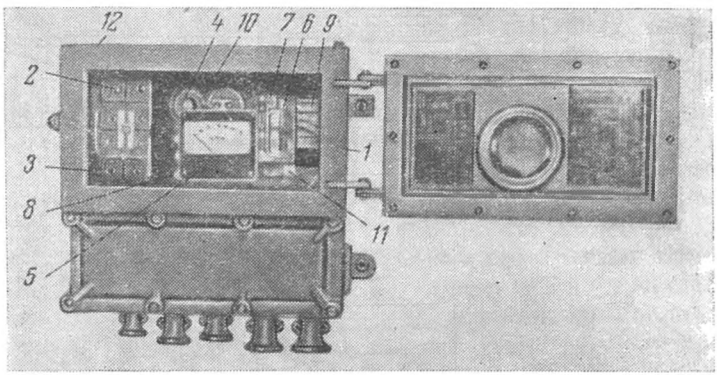


Рис. 16. Аппарат сигнализации метана АСТМ-2:

1 — искробезопасный корпус; *2* — стабилизатор напряжения; *3* — блок-генератор; *4* — магнитоэлектрическое реле; *5* — микроамперметр М-24-3; *6* — реле типа МКУ-48 на 12 *в*; *7* — тепловое реле; *8* — реле-повторители; *9* — блокировочный выключатель; *10* — лампа-подсветок; *11* — предохранитель; *12* — блокировочная рамка (открывание ее на угол 20—30° приводит к размыканию контактов блокировочного выключателя и обесточиванию аппарата)

лампа *5* расположены на кронштейнах и панелях, укрепленных на внутренних стенках корпуса датчика. Рудничный воздух попадает в камеру сгорания через 12 отверстий, расположенных по окружности камеры, и через взрывозащитные сетки к термоэлементам. Движение воздуха через датчик происходит благодаря конвективной тяге и диффузии.

Система перекрытия камеры сгорания состоит из перекрывающегося диска *7* и рычага *8* с пружиной.

Из цилиндра камеры сгорания выведена трубка *9*, через которую в камере можно создавать требуемый газовый режим. В нижней части корпуса датчика находятся кабельный ввод *10* и колодка с токоведущими шпильками *11*.

Аппарат сигнализации метана АСТМ-2 (рис. 16) служит для визуального контроля содержания метана в месте установки датчика, электрического питания для обеспечения работы телесигнализации и релейной схемы.

Диспетчерская телесигнализация обеспечивается блоком генераторов сигналов с частотами 32 и 38 *кгц*. Сигнальное табло служит для приема сигналов, поступающих от аппарата АСТМ-2 по занятой паре телефонных проводов. Внутри табло на панели смонтированы: приемники сигналов с частотами 32 и 38 *кгц*, трансформатор питания с выпрямительным мостом и сглаживающим конденсатором, исполнительные реле РКМ-1 и звонок.

Приборы для определения содержания метана в зарубежных странах. Наиболее известны конструкции следующих газоопределителей метана фирм: «Рикен Кейки» (Япония); «Рингроз» (Англия); «Цейсс», «Ауэр» (ФРГ); MSA (США). Ниже приведено описание некоторых из этих приборов.

Интерферометр фирмы «Рикен Кейки» предназначен для определения только одного газа. Принцип его такой же, как и вышеописанных интерферометров.

Общий вид интерферометра показан на рис. 17. Из прибора выведены: штуцер *1* для засасывания рудничного воздуха: штуцер *2* для надевания трубки резиновой груши; маховичок *3* для перемещения интерференционной картины в поле зрения окуляра; окуляр *4* для визуального наблюдения за интерференционной картиной; кнопка включения лампочки *5*; поглотительный патрон *6* для очистки воздуха от паров воды и углекислого газа.

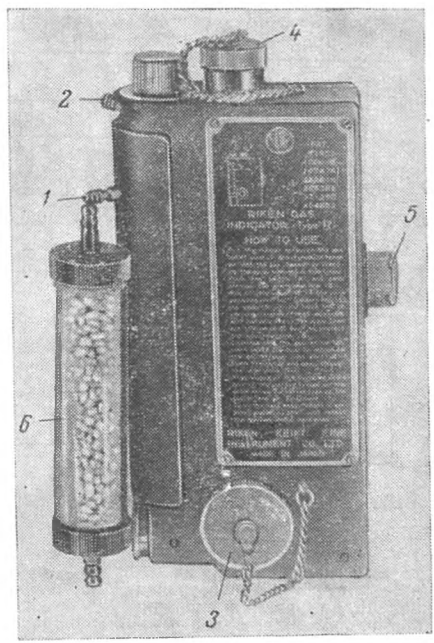


Рис. 17. Интерферометр фирмы «Рикен Кейки»

Шкала проградуирована от 0 до 6% (по объему). В Советском Союзе интерферометры типов 17 и 18 фирмы «Рикен Кейки» применяются в небольшом количестве на рудниках комбинатов «Апатит», Норильского горнометаллургического и Соликамского.

Интерферометры фирмы «Цейсс» конструктивно не отличаются от описанных выше шахтных интерферометров. Однако в них изменена оптическая система, вследствие чего в приборе интерференционная картина имеет только одну центральную темную полосу (вместо двух). Это исключает возможность двойственных показаний.

Метанометр М-102 фирмы «Ауэр» (ФРГ) основан на термокаталитическом принципе беспламенного сжигания метана. Элементом сжигания служит поверхность керамического шарика, внутри которого имеется платиновая спираль. В приборе использована схема

неуравновешенного электрического моста. Питание прибора осуществляется аккумулятором, встроенным в прибор. Одно заряжание аккумулятора достаточно для 200 измерений.

Сигнализатор фирмы «Рингроз» (рис. 18) предназначен для автоматического предупреждения о присутствии метана в атмосфере забоя концентрацией свыше 1,25%. Основная часть прибора — камера сжигания, которая отгорожена от атмосферы пористым керамическим кольцом, пластинчатой диафрагмой сверху и опорной пластинкой снизу. Внутри камеры расположена нить накаливания. При помещении прибора в атмосферу, содержащую CH_4, воздух проникает сквозь отверстия в фонаре прибора и соприкасается с камерой сжигания. Метан, содержащийся в воздухе, проникает в камеру сжигания через пористые стенки керамического кольца быстрее, чем другие составляющие рудничной атмосферы, и, соприкасаясь с раскаленной нитью накаливания, сгорает. При сгорании CH_4 образуются водяные пары, которые конденсируются, вследствие чего в камере образуется вакуум, тем бо́льший, чем выше концентрация CH_4 в атмосфере.

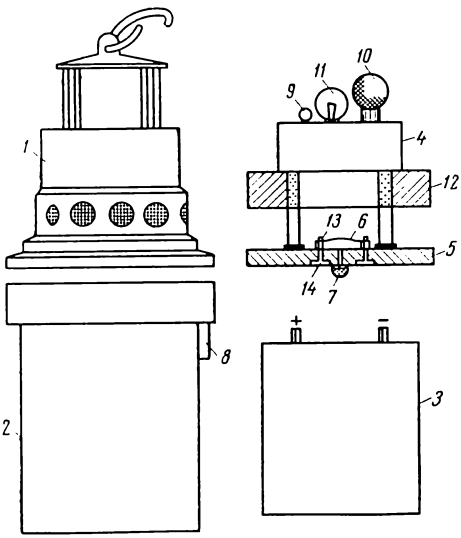


Рис. 18. Сигнализатор метана фирмы «Рингроз»:

1 — фонарь; *2* — футляр батареи; *3* — кислотный аккумулятор на 2 *в*; *4* — рабочая часть прибора, содержащая керамическое кольцо, диафрагму и электрические лампочки; *5* — опорная пластина; *6* — нить накаливания; *7* — проверочный ниппель; *8* — магнитный замок; *9* — регулировочный винт; *10* — красная сигнальная лампочка; *11* — лампочка белого света; *12* — войлочный фильтр, окружающий керамическое кольцо и предохраняющий его от загрязнения; *13* — клеммы нити накаливания; *14* — пластины, передающие ток от аккумулятора к нити накаливания и лампочкам

Если концентрация CH_4 в воздухе составляет 1,25%, то вакуум равен примерно 11 *мм вод. ст.*; при таком разрежении диафрагма прогибается вниз, замыкается контакт и загорается сигнальная красная лампочка.

Сигнализатор метана фирмы MSA основан на термокаталитическом принципе сжигания метана. Корпус прибора изготовлен из легкого сплава. Питание автономное от сухой батареи. В прибор встроен индикатор, позволяющий определить степень разрядки батареи. Вес прибора 300 *г*. Диапазон измерений от 0 до 4%.

Инфраанализаторы основаны на способности газов поглощать инфракрасное излучение, причем каждый газ поглощает излучение только определенной длины волны. Пропуская через смесь газов инфракрасные лучи с длиной волны, соответствующей определен-

ному газу, по количеству поглощенного излучения можно узнать процентное содержание данного газа. Инфраанализаторы имеют сравнительно небольшой вес. Ими можно производить анализ только одного газа. Конструируются эти приборы таким образом, что заменой отдельных элементов их можно было применять для замера другого газа. На рис. 19 показана схема инфраанализатора с двумя трубками. Принцип действия его состоит [12] в следующем: спирали *1*, нагреваемые электрическим током, помещаются внутри параболических металлических рефлекторов *2* и посылают инфракрасные лучи, длина волны которых зависит от температуры

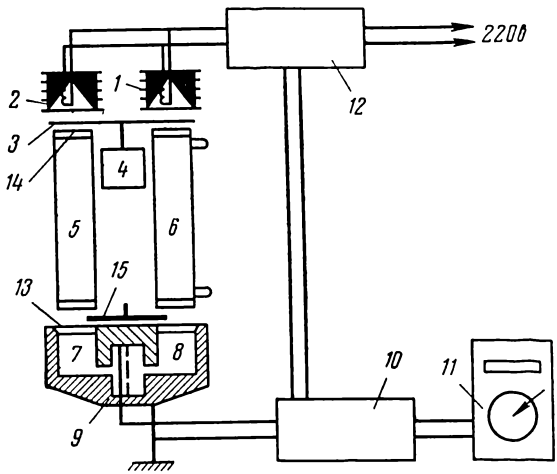


Рис. 19. Схема инфраанализатора с двумя трубками (ПНР)

спиралей. Отраженное от рефлекторов инфракрасное излучение одновременно прерывается диском-обтюратором *3* с частотой 6 *гц*, приводимым во вращение асинхронным двигателем *4*. Оба пучка лучей проходят через трубки *5* и *6*. Трубка *5* является компенсационной и заполнена чистым воздухом без примесей каких-либо газов, а трубка *6* — индикаторной, через которую проходит анализируемый рудничный воздух. Пучок инфраизлучения, проходящий через трубку *5* с чистым воздухом, не поглощается, а пучок инфраизлучения, проходящий через трубку *6* с анализируемым рудничным воздухом, поглощается тем сильнее, чем больше процентное содержание определяемого газа в воздухе.

Благодаря тепловому эффекту инфраизлучения газ, находящийся в указанных камерах, быстро расширяется в соответствии с частотой колебаний проходящих волн через модуляторный диск. Эти колебания, в свою очередь, воздействуют на мембрану *9*, разделяющую камеры *7* и *8*.

Если в находящемся в трубке *6* воздухе газ отсутствует, то мембрана *9* не будет колебаться. Если же в этой трубке инфраизлучение

поглощается газом, находящимся в исследуемом воздухе, то колебания в камере *8* будут очень слабые и не выравняют силы колебаний газа в камере *7*, вследствие чего мембрана *9* начнет колебаться. Колебания мембраны усиливаются специальным усилителем *10*, с которым соединен аппарат *11*, регистрирующий содержание газа в исследуемом воздухе. Нагреватель и усилитель питаются от стабилизатора напряжения *12*. Для создания одинакового излучения прибор снабжен выравнивателем *13*. Окна *14* трубок выполнены из слюды и окна *15* камер из синтетических кристаллов NaCl.

Раздельное определение содержания метана, водорода и углекислого газа

Для определения содержания CH_4 и CO_2 в рудничном воздухе применяют переносные газоопределители ШИ-3, ШИ-5, а в некоторых случаях газоопределитель типа «Рикен». Однако эти приборы, основанные на принципе измерения разности коэффициента преломления лучей, проходящих через чистый воздух и воздух, содержащий газы, непригодны для ряда рудников, в рудничной атмосфере которых наряду с CH_4 присутствует H_2. Вследствие различия показателей преломления H_2 и CH_4 по смещению интерференционной картины невозможно определить не только раздельное содержание этих газов, но и их суммарное количество.

Раздельное определение содержания CH_4 и H_2 может осуществляться [61] приборами ПГФ-I и ПГФ-II. Принцип действия этих приборов основан на регистрации изменения сопротивления платиновой спирали, вызываемого повышением ее температуры при каталитическом сжигании горючего компонента. Электрическая схема прибора представляет собой мост Уитстона, в котором два плеча образованы платиновыми спиралями (измерительная и сравнительная), а два других — постоянными сопротивлениями.

Чтобы определить раздельно содержание CH_4 и H_2 в рудничном воздухе, температура спирали устанавливается около 300° С для определения водорода и 650—700° С — для метана.

На шкале гальванометра имеются три реперные точки с индексами CH_4 и H_2. Для определения H_2 пользуются реперной точкой I, для низких концентраций CH_4 (до 2%) реперной точкой III и для высоких концентраций CH_4 (до 4%) реперной точкой II.

Раздельное количественное определение H_2 и CH_4 производят двукратным пропусканием исследуемого воздуха через прибор. Вначале определяется содержание H_2, а затем суммарное содержание H_2 и CH_4. Концентрация CH_4 устанавливается вычитанием водорода из полученного суммарного содержания газов. Пределы измерений составляют: для H_2 — до 3,7%, CH_4 — 4,6% (по объему).

Харьковским филиалом опытно-конструкторского бюро автоматики на базе этих приборов изготовлены приборы ПГФ-2М1-И4А «Водород» и ПГФ-2М1-И1А «Метан» в искробезопасном исполнении. Первый из них предназначен для периодического количественного

определения водорода, а второй — для периодического количественного определения концентраций метана.

Однако эти приборы имеют некоторые недостатки: прибор ПГФ-2М1-И1А «Метан» при наличии H_2 в рудничном воздухе будет давать неверные показания, так как при сгорании метана выделяется 189,8 *кал/г·моль*, а водорода всего 115,2 *кал/г·моль*. Вследствие этого повышение температуры спирали не будет соответствовать концентрации CH_4 в воздухе, и, следовательно, показания гальванометра будет ошибочными. Кроме того, для правильного раздельного определения содержания CH_4 и H_2 необходимо производить анализ одновременно двумя приборами (на водород и метан), что представляет определенные неудобства.

В последнее время ВостНИИ разработан переносный газоопределитель H_2, CH_4 и CO_2 как при раздельном, так и при одновременном их присутствии в рудничном воздухе [61]. Он относится к оптическим двухлучевым интерферометрам. Принцип действия газоопределителя аналогичен интерферометрам ШИ-3 и ШИ-5. Отличается он только наличием специальных патронов-поглотителей, задерживающих отдельно водород и углекислый газ, что позволяет определять раздельные концентрации H_2, CH_4 и CO_2.

Газовая схема прибора (рис. 20) выполнена в виде двух герметически изолированных друг от друга линий — газовой и воздушной.

Газовая линия состоит из четырехходового крана *1*, поглотительных патронов *2* и *4*, измерительного канала газо-воздушной камеры *а* и резиновой груши-насоса *6*. Кран *1* имеет общий вход *Д* и может занимать любое из трех (*I*, *II*, *III*) положений, при которых в измерительный канал газо-воздушной камеры попадают последовательно смеси: метан — воздух, метан — водород — воздух и метан — углекислый газ — водород — воздух.

Патрон *2* служит для поглощения водорода и заполнен палладированным асбестом. Патрон *4* разделен на две части: верхняя заполнена поглотителем углекислого газа (NaOH), нижняя — поглотителем влаги ($CaCl_2$).

В воздушную линию входят лабиринт *7* и эталонные (*b* и *c*) каналы газо-воздушной камеры *5*.

Отличительным признаком оптической схемы прибора является наличие в ней отсчетно-компенсирующего устройства, предназначенного для замены трудоемкого и длительного процесса подсчета определяемых компонентов простыми операциями. Устройство состоит из сетки *11*, прозрачной пластины-компенсатора *П*, рычага *8*, пружины *9*, винта упора *10* и трех отсчетных лимбов *I*, *II* и *III*.

Сетка представляет собой прозрачную пластину с нанесенными на ней двумя параллельными штрихами, расстояние между которыми равно ширине интерференционной полосы.

Каждый из отсчетных лимбов может входить в жесткое зацепление с винтом *10* или выходить из него. Положение считается нулевым, когда все каналы газо-воздушной камеры заполнены чистым воздухом. При этом пластина-компенсатор ориентирована к оптической

оси интерферометра под углом 45°, интерференционная картина находится строго между двумя штрихами сетки *3*, а положения отсчетных лимбов соответствуют нулевым концентрациям газов.

Раздельное определение CH_4, H_2 и CO_2 складывается из последовательных операций, приведенных ниже.

Определение метана. Рукоятка крана *1* ставится в положение *I*, при этом рудничный воздух, проходя через патроны *2* и *4*, освобождается от CO_2, H_2 и паров воды, а в канал газо-воздушной камеры попадает смесь метан — воздух. Интерференционная картина

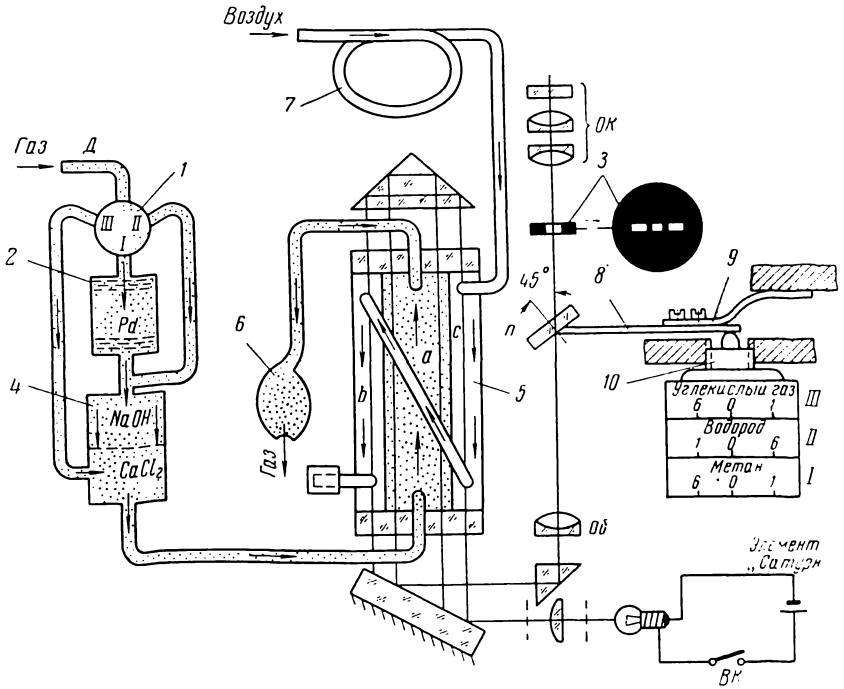


Рис. 20. Схема комплексного газоопределителя рудничной атмосферы

сместится вправо относительно штрихов сетки *11* на величину, пропорциональную количеству метана в смеси. После этого вращением лимба *I* рычаг *8* перемещается вверх. При этом пластина-компенсатор *II*, поворачиваясь против хода часовой стрелки, возвращает интерференционную картину в исходное положение, а по углу поворота лимба *I* снимается отсчет.

Определение водорода. Не сбивая положения лимба *I*, выводят его из зацепления с винтом *10*, переводят кран в положение *II*, при этом воздух, проходя через оба отделения патрона *4*, очищается от углекислого газа и паров воды. Интерференционная картина в этом случае сместится относительно штрихов сетки *11* влево (так как коэффициент преломления водорода меньше коэффициента пре-

ломления воздуха) на величину, пропорциональную количеству водорода в смеси. Лимб *II*, градуированный в процентах H_2, вводится в жесткое зацепление с винтом *10*. Вращением лимба *II* поворачивается компенсатор *II* по ходу часовой стрелки, а по углу поворота лимба *II* снимается отсчет содержания водорода.

Определение углекислого газа. Не сбивая положения лимбов *I* и *II*, в зацепление с винтом *10* вводится лимб *III* и выводится лимб *II*. Кран переводится в положение *III*. При этом рудничный воздух, проходя через нижнее отделение патрона *4*, освобождается только от паров воды, так что в измерительный канал камеры попадает смесь: метан — водород и углекислый газ — воздух. В этом случае смещение интерференционной картины обусловливается только содержанием углекислого газа. Вращением лимба *III* интерференционную картину возвращают в исходное положение, при этом компенсатор поворачивается против хода часовой стрелки, а по углу поворота снимается отсчет содержания CO_2. Все три замера должны производиться в одной точке выработки. Прибор имеет пределы измерения H_2, CH_4 и CO_2 от 0 до 6% (по объему). Время одного замера 1 *мин*. Вес прибора 1,4 *кг*.

Глава III

РУДНИЧНАЯ ПЫЛЬ И ЕЕ ВРЕДНОСТЬ

§ 1. Общие сведения о рудничной пыли

Под *рудничной пылью* принято понимать мелкие и мельчайшие частицы полезного ископаемого и пустой породы, взвешенные в воздухе подземных выработок или осевшие на их стенках. Одним из основных показателей, характеризующих пыль, является размер ее частиц. В зависимости от этого различают три вида пыли.

1. Пыль с частицами размером свыше 10 μ. Частицы такой пыли видимы невооруженным глазом или при слабом увеличении лупой. В неподвижном воздухе эти частицы оседают с возрастающей скоростью. Они не способны к коагуляции (соединению между собой) или коагулируют слабо, задерживаются на бумажных фильтрах и не способны к диффузии.

2. Пыль с размерами частиц от 0,1 до 10 μ, невидимая простым глазом и различимая только под микроскопом. В неподвижном воздухе они оседают с постоянной скоростью, пропорциональной их удельному весу и квадрату диаметра. Эти частицы, так же как частицы первой группы пыли, задерживаются на бумажных фильтрах и не способны к диффузии.

3. Пыль с размерами частиц менее 0,1 μ, обнаруживаемая только при ультрамикроскопировании (в темном поле), не оседающая даже в неподвижном воздухе и не задерживающаяся на бумажных фильтрах. Со степенью дисперсности (крупностью) рудничной пыли связаны некоторые физико-химические ее свойства — повышение

скорости и интенсивности реакций с кислородом, увеличение адсорбционной способности и электрические свойства.

Некоторые твердые тела, негорючие в обычном состоянии, становятся взрывчатыми или легко воспламеняемыми в тонком пылевом состоянии (алюминий, цинк, колчеданные руды и др.). Объясняется это тем, что при тонком измельчении твердого вещества образуется огромная поверхность соприкосновения с кислородом воздуха.

Увеличением поверхности вещества объясняется также усиление его адсорбционной способности, т. е. способности поверхностного слоя данного вещества поглощать молекулы газа из окружающей среды. Возникающие на поверхности частиц в результате адсорбции газовые пленки могут оказать существенное влияние на способность пылинок находиться во взвешенном состоянии, препятствуя сцеплению и выпадению их из воздуха.

К важнейшим особенностям рудничной пыли относятся также ее электрические свойства. При измельчении твердого вещества образующиеся мелкие частицы заряжаются электрическим зарядом: частицы кислотных окислов и неметаллических веществ — положительно, а основных окислов и металлов — отрицательно. Электризация пылевых частиц происходит в результате адсорбции ионов из газовой среды и трения частиц о твердую поверхность или друг о друга. Знак и величина заряда пылинки оказывают существенное влияние на пылеосаждение. При разноименном заряжении частицы притягиваются друг к другу, слипаются, коагулируются и быстрее оседают из воздуха, и наоборот, при одинаковом заряде частицы взаимно отталкиваются, затрудняется их коагуляция и осаждение из воздуха.

§ 2. Источники пылеобразования в рудниках

Основными источниками образования пыли в рудниках являются следующие производственные процессы: бурение шпуров (скважин), взрывные работы, доставка руды, погрузочно-разгрузочные операции, перепуск руды по рудоспускам, транспортирование руды по откаточным выработкам.

Пыль, образующаяся при бурении, характеризуется широким диапазоном размера частиц — от крупных пылинок размером 1—2 *мм* до тончайшей пыли размером в доли микрона. В рудничную атмосферу обычно поступает пыль, размер частиц которой менее 10 μ. Крупные частицы или сразу падают на почву выработки, или оседают из воздуха через весьма непродолжительное время.

Количество и степень дисперсности образующейся при бурении пыли зависят от крепости и влажности пород, способа бурения, глубины и направления шпура, типа перфораторов, формы и диаметра буровых коронок, а также от качества их заправки, давления сжатого воздуха и расхода воды.

При бурении в крепких породах как общее количество образующейся пыли, так и выход тонкодисперсных ее фракций в несколько десятков раз больше, чем при бурении в мягких породах.

При забуривании в воздух поступает в несколько раз больше пыли, чем в ходе нормального бурения. Это объясняется неблагоприятными условиями улавливания пыли при забуривании шпуров и лучшими условиями пылеулавливания при заглублении их вследствие увеличения времени контакта пыли с водой при длинном шпуре. По этой же причине пылеобразование при бурении нисходящих шпуров меньше, чем при бурении восстающих и горизонтальных шпуров. Значительный рост пылеобразования наблюдается при бурении скважин или шпуров большого диаметра. По данным А. Е. Ергалиева [17], увеличение диаметра коронки менее чем в 1,5 раза вызывает почти трехкратное возрастание пыли в забое из-за недостаточного количества промывочной жидкости.

На относительный выход мелких фракций пыли существенно влияет бурение с затупленным буром. Как показали исследования докт. техн. наук Л. И. Барона, выход тонкодисперсной пыли при бурении затупленным буром может возрасти в 2—3 раза. Кроме того, при бурении важно иметь постоянное высокое давление сжатого воздуха, так как при этом значительно уменьшается выход мелких фракций пыли.

Запыленность воздуха после взрывных работ и особенно после взрыва достигает огромных величин. По данным исследований кафедры рудничной вентиляции ЛГИ, запыленность воздуха в забое через 15 *мин* после взрыва достигает 120 000 пылинок в 1 $см^3$, и даже через 1 *ч* после взрыва концентрация пыли в рудничном воздухе составляет 18 000—20 000 частиц в 1 $см^3$. В момент взрыва в рудничную атмосферу поступает не только пыль, образующаяся при взрыве, но и пыль от других производственных процессов, ранее осевшая на стенки выработки.

Количество образующейся при взрывных работах пыли зависит от физико-механических свойств пород, количества и качества расходуемого ВВ, метода взрывной отбойки, относительной влажности воздуха, влажности стенок выработок и т. п. Образующаяся после взрывных работ пыль отличается особой вредностью. Это объясняется ее высокой дисперсностью, а также присутствием в газо-пылевом облаке продуктов взрыва, которые значительно усиливают вредное действие пыли.

При погрузочно-разгрузочных операциях образуется меньше пыли, чем при буровых и взрывных работах. Кроме того, она еще и сравнительно крупна. Однако при интенсивной работе погрузочных машин, отсутствии орошения и плохой вентиляции возможно появление значительных концентраций мелких фракций пыли в рудничном воздухе. По данным В. В. Дьякова [35], при скреперной доставке сухой магнетитовой руды в рудничную атмосферу поступало до 9 *г* пыли на 1 *т* руды, причем около 80% этого количества пыли (по весу) имело размеры частиц менее 10 μ. При погрузке той же руды со скреперного полка в рудничную атмосферу выделялось до 15 *г* пыли на 1 *т* руды, из которых около 60% частиц размером менее 10 μ.

При люковой погрузке средняя запыленность воздуха на рабочем месте у люка при отсутствии обеспыливающих мероприятий достигает 15—25 *мг/м*³.

Значительное количество пыли может образоваться также при движении вагонеток по откаточным выработкам и при их разгрузке в подземные бункера. Особенно интенсивное пылеобразование наблюдается при отсутствии эффективных противопылевых мероприятий при транспортировании сухой руды в выработках с относительно большими скоростями движения воздуха.

На ряде рудников основным источником запыления рудничной атмосферы является перепуск руды по капитальным рудоспускам. Рудоспуски соединяют откаточные выработки нескольких горизонтов и эксплуатируются при одновременной разработке месторождения на нескольких этажах. Обычно в один рудоспуск разгружают руду с 2—3 горизонтов. При такой организации работ в разгрузочных камерах происходит образование большого количества пыли. По данным института Гипроникель [16], на Тырны-Аузском руднике при одновременной разгрузке руды с двух горизонтов запыленность воздуха в разгрузочных камерах достигла 450 *мг/м*³. Так как разгрузочные камеры непосредственно сопрягаются с эксплуатационными горизонтами, то высокое пылеобразование у рудоспусков повышает общерудничную запыленность воздуха.

На рудниках имеется еще целый ряд других пылеобразующих процессов, которые могут в совокупности вызвать повышение запыленности рудничного воздуха (разборка забоев, закладочные работы, очистка выработок, сортировка руды и т. п.). Указать средние уровни запыленности воздуха при каждом из этих процессов в отдельности затруднительно, так как они обычно совмещаются с другими процессами.

§ 3. Профессиональная вредность рудничной пыли

Рудничная пыль одна из основных профессиональных вредностей. В зависимости от минералогического состава она может быть ядовитой и неядовитой. К первой относится пыль свинцовых, ртутных, мышьяковых и некоторых других минералов, ко второй — пыль органических и неядовитых минеральных веществ (уголь, руды и разные горные породы).

Даже неядовитая пыль при значительной ее концентрации оказывает на человека вредное воздействие. Она засоряет и раздражает слизистые оболочки глаз, кожу, верхние дыхательные пути и вызывает различные легочные заболевания. Легочные заболевания, вызываемые действием пыли, известны под общим названием *пневмокониозы*. По разновидности пыли различают еще специальные названия этой болезни: силикоз, вызываемый действием кремнистой пыли; сидероз, вызываемый железорудной пылью; асбестоз, вызываемый асбестовой пылью, и т. п.

Наиболее тяжелая форма пневмокониоза — силикоз, который не только поражает легкие, но и вызывает функциональные наруше-

ния и изменения ряда важных органов и систем организма человека: нервной системы, кровообращения, пищеварения, сосудистой системы и т. д.

Различают три формы силикоза: медленнотекущий, быстротекущий и поздний силикоз. Наиболее распространена первая форма, которая развивается в течение долгих лет. При этом различают три стадии заболевания со следующими клиническими признаками:

первая — общий озноб, одышка при значительном физическом напряжении, ослабление подвижности грудной клетки, легкий сухой кашель;

вторая — явно укороченное дыхание, частые боли в груди, одышка при умеренном физическом напряжении, кашель сухой или с мокротой;

третья — одышка даже в состоянии покоя, боли в груди, кашель с мокротой.

Переход из одной стадии в другую при этом происходит в течение ряда лет. Для быстродействующей формы силикоза характерен крайне быстрый переход одной стадии в другую. Известны случаи (при высоких запыленностях воздуха и большой агрессивности пыли), когда летальный (смертельный) исход наступал через 2—2,5 года после начала работы в пылевой атмосфере.

Третья форма — поздний силикоз, характеризуется тем, что заболевание развивается спустя много времени после того, как человек находился в контакте с агрессивной пылью.

Течение силикоза может сопровождаться различными осложнениями. Наиболее серьезен туберкулез. В этом случае болезнь приобретает форму силикотуберкулеза. Из других осложнений силикоза можно назвать пневмонии, астматические явления, иногда гастрит. Развитие силикоза может быть приостановлено в самом начале его возникновения, если организм не будет находиться в контакте с запыленной атмосферой.

При обнаружении силикоза первой стадии трудящиеся должны немедленно переводиться на работу, не связанную с пылеобразованием.

Заболеваемость пневмокониозами зависит от целого ряда факторов. Для удобства рассмотрения принято их разделять на факторы, связанные с непосредственной причиной болезни, и факторы, способствующие развитию заболевания.

Наиболее важными факторами первой группы являются вещественный состав пыли, размеры ее частиц и концентрация пыли в рудничном воздухе. Рудничная пыль имеет сложный минералогический состав. Действие различных видов минеральной пыли на организм человека неодинаково. Наиболее вредна пыль, состоящая полностью или в значительной части из свободной SiO_2, поэтому вредность неядовитых пылей принято оценивать по процентному содержанию в них SiO_2. Чем это содержание выше, тем более силикозоопасна рудничная пыль.

Следует отметить, что вредность пыли, содержащей свободную SiO_2, значительно возрастает, если она еще содержит частицы биологически активных веществ (молибдена, свинца, ртути, мышьяка, радиоактивных веществ и некоторых других ядовитых элементов). В то же время присутствие в пыли частиц глинозема, гипса, известняка ослабляет вредное действие кварцсодержащей пыли.

При оценке вредности пыли важное значение имеет ее дисперсность как фактор, в значительной мере определяющий проникновение пыли в легочную ткань.

В настоящее время доказано, что вредной для здоровья является пыль, размер частиц которой меньше 5 μ; наиболее же вредна пыль с размером частиц 1 μ и менее. Особенностью этой мельчайшей пыли является:

1) чрезвычайная медленность оседания — частица размером в 1 μ опускается в спокойном воздухе на 1 *м* за 14 *ч* и в 0,1 μ — за 4 дня;

2) безразличие по отношению к водным преградам — водяным завесам, слоям воды;

3) способность проникать в альвеолярную область.

Долгое время существовала теория, что субмикроскопические частицы (размер частиц менее 0,25 μ), свободно проникая в легкие, не задерживаются в них и поэтому безвредны для организма. Исследованиями докт. мед. наук Е. А. Вигдорчик доказана ошибочность этой теории. Задержка ультрамикроскопических частиц кварцевой пыли в легких составляет от 57 до 90% [22]. Значительно позже эти выводы были подтверждены работами зарубежных ученых: Х. Д. Ландаля, Р. Германа и др. Такая роль тонкодисперсных фракций пыли вызвала у некоторых работников производства сомнения в эффективности противопылевых мероприятий, которые мало способствовали улавливанию тонкодисперсных частиц пыли. Это является следствием недоучета весового количества пыли в развитии фиброзного процесса.

Экспериментальными работами последних лет доказано, что пылевые частицы размером менее 1 μ обладают значительно меньшей способностью вызывать развитие силикоза, чем более крупные пылевые частицы.

Важное значение в этом отношении имеют работы докт. мед. наук Е. В. Хухриной, которая доказала, что основное значение в развитии пневмокониоза имеет масса введенной пыли, а не число пылевых частиц. При одинаковой массе вдыхаемой пыли силикоз возникает быстрее от пыли дисперсностью 2—3 μ. При одинаковом числе пылевых частиц заболевание происходит только в том случае, когда общее количество пыли имеет определенный вес. Таким образом, основное значение для возникновения силикоза имеет масса воздействующего вещества.

Вредность пыли в отношении заболевания силикозом оценивается также в зависимости от концентрации ее в подземных выработках. При высоких концентрациях во вдыхаемом воздухе пыли с большим

содержанием SiO_2 проявления силикоза наблюдаются ранее, чем через пять лет, чаще через два-три года работы. По этой причине содержание пыли в воздухе должно быть строго ограничено.

В Советском Союзе установлены следующие нормы предельно допускаемой концентрации пыли (*мг/м*^{3}) в атмосфере подземных горных выработок:

Пыль, содержащая более 70% свободной SiO_2	1
Пыль, содержащая от 10 до 70% свободной SiO_2	2
Асбестовая пыль и пыль смешанная, содержащая более 10% асбеста	2
Пыль барита, апатита, фосфорита, цемента (содержащего менее 10% SiO_2)	5
Пыль угольная и угольно-породная, содержащая более 10% свободной SiO_2	2
Пыль угольная, не содержащая свободной SiO_2	10

Факторы, способствующие возникновению и развитию заболевания пневмокониозами, могут быть следующие:

1) неблагоприятные метеорологические условия, в частности переохлаждение и связанные с ним частые простудные заболевания, снижающие сопротивляемость органов дыхания к воздействию пыли;

2) содержание в воздухе токсических газов окиси углерода, окислов азота, сернистого газа, радона и других ядовитых примесей;

3) тяжелая физическая работа, вызывающая повышенную вентиляцию легких и усиленное отложение в них пыли;

4) неблагоприятный режим труда (частые случаи сверхурочных работ, неиспользование отпусков и т. п.);

5) неблагоприятные бытовые условия.

Глава IV

ПЫЛЕВЕНТИЛЯЦИОННАЯ СЛУЖБА И МЕТОДЫ КОНТРОЛЯ ЗАПЫЛЕННОСТИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

§ 1. Организация пылевентиляционной службы на рудниках

Согласно существующим положениям, на всех действующих и строящихся рудниках организуется пылевентиляционная служба (ПВС). Кроме проветривания рудника на службу ПВС возлагается контроль за состоянием запыленности рудничной атмосферы и осуществление противопылевых мероприятий, а также разработка и внедрение новых, более совершенных мероприятий по профилактике пневмокониоза.

Существуют две формы организации ПВС: первая — построена с учетом выполнения всех функций этой службы (при этом пылевая лаборатория и респираторное хозяйство находятся в составе ПВС); при второй функцию контроля запыленности рудничного воздуха осуществляет персонал ВГСЧ; ПВС не имеет в своем составе пылевой

лаборатории. Эту форму применяют преимущественно на угольных шахтах, а также на некоторых горнорудных предприятиях (например, на шахтах Криворожского бассейна и Урала). Общее руководство ПВС в обоих случаях осуществляет главный инженер предприятия (рудника, шахты). Численность персонала ПВС устанавливается в зависимости от объемов работ и в соответствии с принятой формой ее организации. При первой форме организации в состав ПВС входят: начальник пылевентиляционной службы, один или два его заместителя, мастера ПВС, работники пылевой лаборатории, обслуживающий персонал респираторной и соответствующий штат крепильщиков, газомерщиков и слесарей.

Основным звеном в проведении противопылевых мероприятий на руднике является пылевая лаборатория. На нее возлагают контроль за соблюдением требований противопылевого режима и осуществлением противопылевых мероприятий на руднике. Штат лаборатории устанавливают в зависимости от объема работ.

На рудниках с небольшой производственной мощностью штат лаборатории состоит из начальника лаборатории и одного пробоотборщика-контролера. На рудниках со средней производственной мощностью в штате лаборатории кроме начальника имеются один лаборант и два пробоотборщика; на рудниках с большой производственной мощностью — два лаборанта и четыре пробоотборщика-контролера. На должность начальника лаборатории назначаются только лица, имеющие высшее техническое образование, обладающие знанием промышленной санитарии и опытом работы в пылевой лаборатории. На должность лаборантов назначаются лица, имеющие среднее образование и стаж работы в этой области.

Штат пробоотборщиков-контролеров комплектуется из лиц, работавших в шахте и имеющих образование не ниже 7 классов средней школы.

§ 2. Методы контроля запыленности рудничного воздуха

Для контроля запыленности рудничного воздуха предложено довольно значительное число различных методов и приборов. Для удобства рассмотрения они могут быть классифицированы следующим образом [7]:

А — методы исследования с выделением дисперсной фазы из аэрозоля:

1 — фильтрация с определением весовых показателей (весовой метод);

2 — преципитация с определением счетных показателей (счетный метод);

Б — методы исследования без выделения дисперсной фазы из аэрозоля: фотоэлектрические; электрометрические; оптические; радиационные.

На горных предприятиях наибольшее применение имеют методы группы А и в основном фильтрации (весовой метод). Счетный же ме-

тод (преципитация, седиментация) используют как вспомогательный для характеристики запыленности воздуха. В последнее время начинают применять фотоэлектрические и электрометрические методы определения запыленности воздуха.

А. Методы исследования с выделением дисперсной фазы из аэрозоля

1. Метод фильтрации (весовой метод) с получением весовых показателей является основным методом пылевого контроля. Он положен в основу действующих норм предельно допустимой концентрации пыли и является единственно обоснованным в гигиеническом отношении. Сущность метода заключается в следующем. Через предварительно взвешенный фильтр протягивается определенный объем воздуха, пыль из которого оседает на фильтре. Привес фильтра определяет количество пыли, содержащейся в воздухе, прошедшем через фильтр. Разделив этот привес на объем протянутого воздуха, определяют весовое содержание пыли в единице объема воздуха. При определении запыленности воздуха весовым методом используют следующую аппаратуру: 1) для отбора проб: пылеприемник с фильтром, аспирационный прибор, реометр для определения скорости просасываемого воздуха; 2) для анализов: аналитические весы, сушильный шкаф, эксикатор, термометры.

Эффективность весового метода в основном определяется качеством принятого фильтра, который должен отвечать следующим условиям: обладать высокими фильтрующими свойствами, т. е. давать небольшой проскок пыли через фильтр; иметь небольшой собственный вес, чтобы получать достаточную точность взвешивания при малой навеске пыли; быть гидрофобным, чтобы исключить влияние влажности воздуха на вес фильтра; требовать минимальное время на подготовку и обработку.

В практике рудничного пылевого анализа применяют ватные, бумажные, тканевые и кристаллические фильтры.

Ватные фильтры широко используют при определении запыленности воздуха в угольных шахтах; материалом фильтра является медицинская обезжиренная гигроскопическая вата (по ГОСТ 5556—50). Эти фильтры обладают сравнительно небольшим сопротивлением и довольно высокими фильтрующими качествами. Однако ватные фильтры вместе с аллонжами имеют большой собственный вес и кроме того они гидрофильны.

В качестве бумажных фильтров используют беззольные плотные фильтры с голубой полоской диаметром 125 *мм*. Их чаще применяют в химических лабораториях. Преимущества этих фильтров: возможность получения большой точности при взвешивании, так как нет необходимости в совместном взвешивании фильтра с аллонжем; возможность набора многих проб одной или двумя-тремя металлическими аллонжами; упрощение операции зарядки аллонжей и контроля за сопротивлением; получение более высокой эффективности в улавливании мелких фракций пыли.

Однако бумажные фильтры гидрофильны.

В наибольшей степени указанным выше требованиям отвечают фильтры АФА-В-18 и АФА-В-10 (аналитический аэрозольный фильтр для весового анализа с рабочими поверхностями 18 и 10 *см*^{2}) из ткани ФПП-15. Преимущества этих фильтров: 1) хорошие фильтрующие свойства, обеспечивающие высокий коэффициент улавливания пыли; 2) гидрофобность; влажность воздуха не влияет на его вес при взвешивании, что дает возможность избежать сушки и ограничиться взвешиванием фильтра до и после взятия пробы пыли; 3) небольшой вес (40—60 *мг*), что позволяет брать минимальную навеску пыли (1—2 вместо 6 *мг* другими фильтрами); 4) значительное сокращение времени взятия пробы при ее низких концентрациях (20—30 *мин* вместо 2—3 *ч* ватными фильтрами при той же скорости просасывания воздуха через фильтр); 5) возможность протягивания воздуха в количестве до 100 *л/мин*; 6) стойкость материала фильтра к химическим агрессивным средам, хорошая растворимость в органических растворителях типа дихлорэтан и ацетон; 7) возможность определения дисперсного состава пыли.

Из кристаллических фильтров следует отметить летучие нафталиновые фильтры, которые успешно применяют для отбора проб в угольных шахтах. Важным их качеством является снижение температуры первичной обработки пробы с 105 до 78° С. Это имеет значение при операциях с тонкодисперсной угольной пылью, вес которой заметно изменяется при длительной сушке при температуре 105° С.

Достоинства нафталиновых фильтров: возможность применения при любых концентрациях пыли в воздухе с получением результатов высокой точности; возможность одновременного получения весового показателя и характеристики дисперсного состава пыли.

Пылеприемники (аллонжи) изготовляют из стекла или металла. Для ватных фильтров применяют стандартные стеклянные аллонжи цилиндрической формы с притертыми пробками. Металлические аллонжи применяются при использовании бумажных и тканевых фильтров. На рис. 21 показан металлический аллонж ЦНИГРИ № 2, предназначенный для взятия проб на запыленность воздуха с помощью фильтра АФА-В-18. Патрон состоит из корпуса *1* и пяти насадок *2* диаметром 42, 35, 20, 15 и 10 *мм*. Насадки обеспечивают правильный отбор пробы при скоростях движения воздушного потока от 0,1 до 15 *м/сек*. Для нафталиновых фильтров применяют специальные аллонжи большого и малого размеров. Большой аллонж (рис. 22, *а*) используют для получения пробы пыли в количествах, достаточных для химических, минералогических или дисперсометрических исследований. Он состоит из цилиндра *1* диаметром 40 *мм*, днища *2* и сетчатой крышки *3*. Малый аллонж (рис. 22, *б*) конструкции докт. техн. наук П. Н. Торского используют для определения весовых концентраций пыли и для дисперсометрических исследований. Он состоит из втулки *1* диаметром 15 *мм* и штуцера *2*, ввинчивающегося в эту втулку. Днище аллонжа состоит из перфорирован-

ного диска *3* и сетки с размерами ячеек 200 меш. Для просасывания воздуха через фильтр используют эжекторы, различные воздуходувки, электрические пылесосы, а также приборы типа АЭР (рудничный аспирационный эжекторный прибор). Наиболее удобны для шахтных условий эжекторы. Они просты по конструкции, при работе

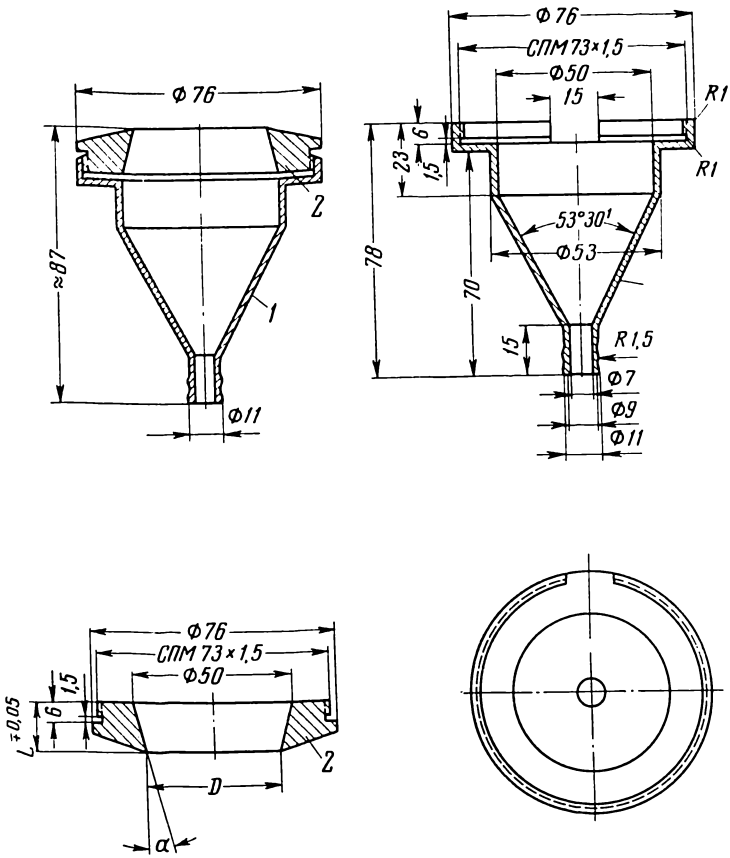


Рис. 21. Схема металлического аллонжа ЦНИГРИ

дают достаточное разрежение и могут быть применены с фильтрами большого сопротивления. На рис. 23 показана схема эжектора конструкции ЦНИГРИ. Конструкция эжектора позволяет подключать к нему при взятии проб до четырех патронов с фильтрами.

При работе рудничных пневматических машин возможны резкие изменения давления в воздухопроводе, которые оказывают отрицательное влияние на работу эжекторов. Для устранения этого недостатка Ф. П. Дорош и А. В. Высоцким (Центральная лаборатория Криворожского ВГСЧ) разработан эжектор с регулятором давления

(рис. 24), рассчитанный на нормальную работу при минимальном давлении сжатого воздуха 2 *ати*. Избыточное давление свыше 2 *ати* сбрасывается через регулятор давления [16]. Эжектор состоит из крана *1* с винтом *2* для регулировки сжатого воздуха, поступающего в эжектор, фибровой прокладки *3*, уплотняющей место соединения крана с корпусом *4* эжектора сопла *7*. В корпусе заварен штуцер *5* для подключения всасывающего шланга. В переднюю часть корпуса ввинчивается диффузор *6*. В корпус крана вмонтирован регулятор

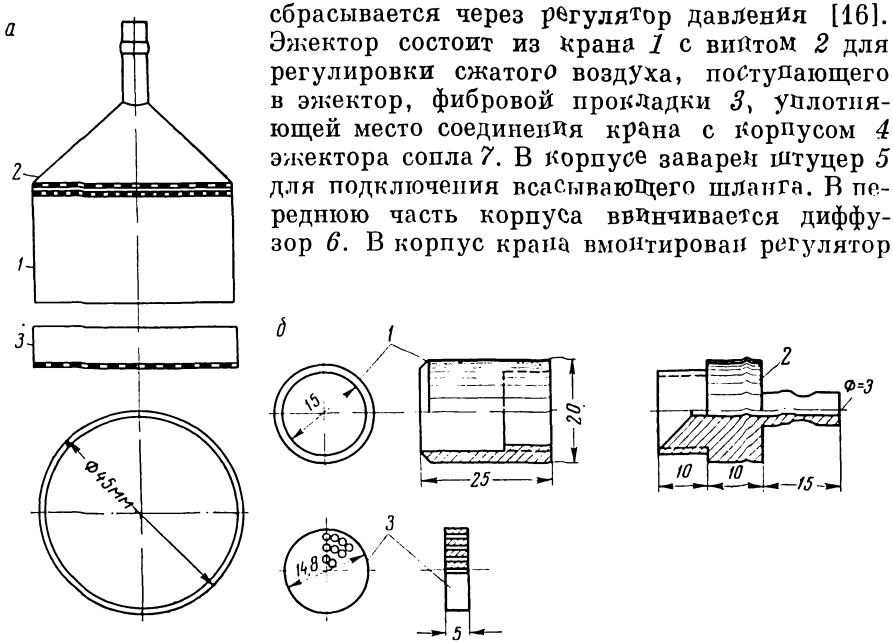


Рис. 22. Аллонжи для нафталиновых фильтров

постоянного давления *8*, который соединен с камерой сжатого воздуха. В воздушную магистраль эжектор подключают отрезком трубы *6* с набором гаек.

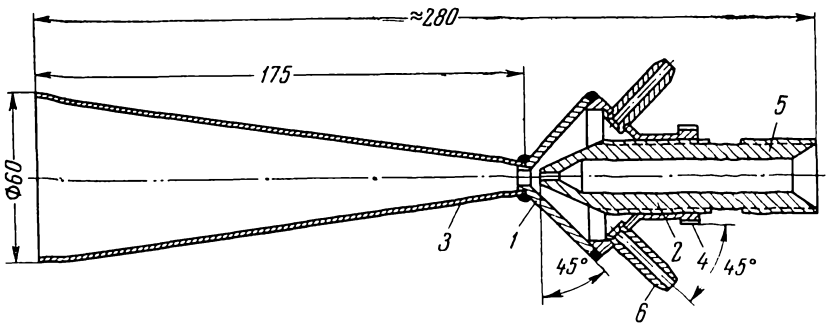


Рис. 23. Схема эжектора конструкции ЦНИГРИ:
1 — корпус; *2* — сопло; *3* — диффузор; *4* — гайка; *5* — контргайка; *6* — штуцеры

На рис. 25 показан малогабаритный эжектор конструкции МакНИИ. Принцип работы этого прибора основан [54] на просасывании запыленного воздуха через пылеприемник *1* эжектором *2*, питаемым сжатым воздухом от магистрали *3*. Прибор подсоединяется

к магистрали сжатого воздуха через пробковый кран включения *4* шлангом *5* иглодержателя *6* с медицинской иглой диаметром 2—2,5 *мм*, которой прокалывается стенка рукава. Скорость просасывания измеряют ротаметром и регулируют вращением эжектора путем изменения расстояния между ним и соплом. Время набора проб фиксируют секундомером, который автоматически включается и выключается при поворотах крана включения. Прибор имеет небольшой вес (650 *г*) и габариты (35 × 100 × 150 *мм*).

Из аспираторов, питающихся электрической энергией наиболее удобен прибор конструкции ленинградского завода «Красногвардеец». Принцип его работы основан на просасывании запыленного

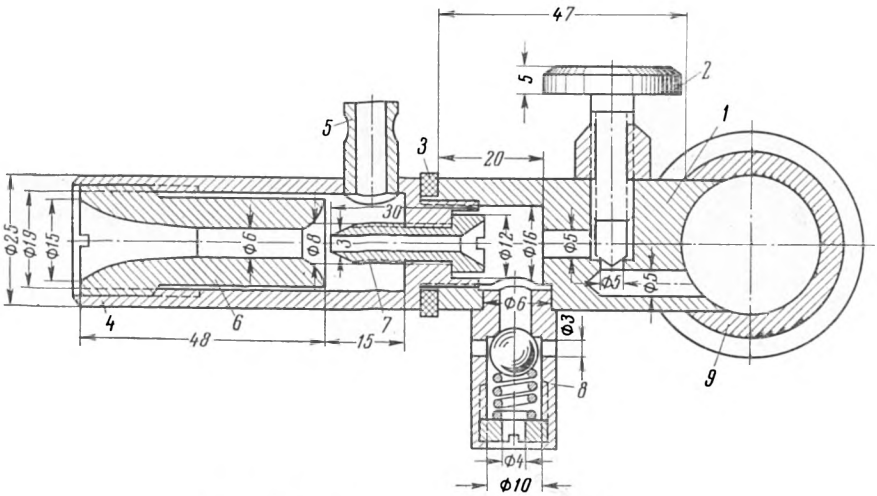


Рис. 24. Эжектор с регулятором давления

воздуха через пылеприемник электровоздуходувкой, который состоит из воздуходувки ротационного типа с бачком для масла и синхронного двигателя. Общий вид аспиратора показан на рис. 26.

В приборе выходная колодочка *1* служит для присоединения сетевого шнура, тумблер *2* — для включения и выключения аппарата, предохранительный клапан *4* — для предотвращения перегрузки электродвигателя при малых скоростях просасывания воздуха, штуцер *5* — для присоединения резиновых трубок с пылеприемниками, ротаметр *6* — для измерения скорости просасывания воздуха, ручки вентилей ротаметров *7* — для регулирования скорости просасываемого воздуха, клемма *8* — для заземления прибора и винты *9* — для крепления панели к кожуху. Все узлы аппарата смонтированы на металлическом шасси с панелью и заключены в металлический кожух с крышкой. Прибором одновременно можно отбирать четыре пробы. При отсутствии у мест отбора проб магистрали трубопровода сжатого воздуха и электрической сети применяются

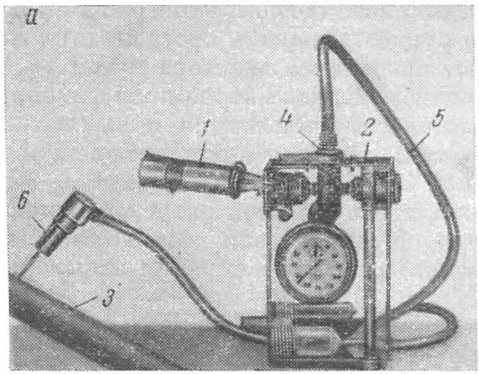
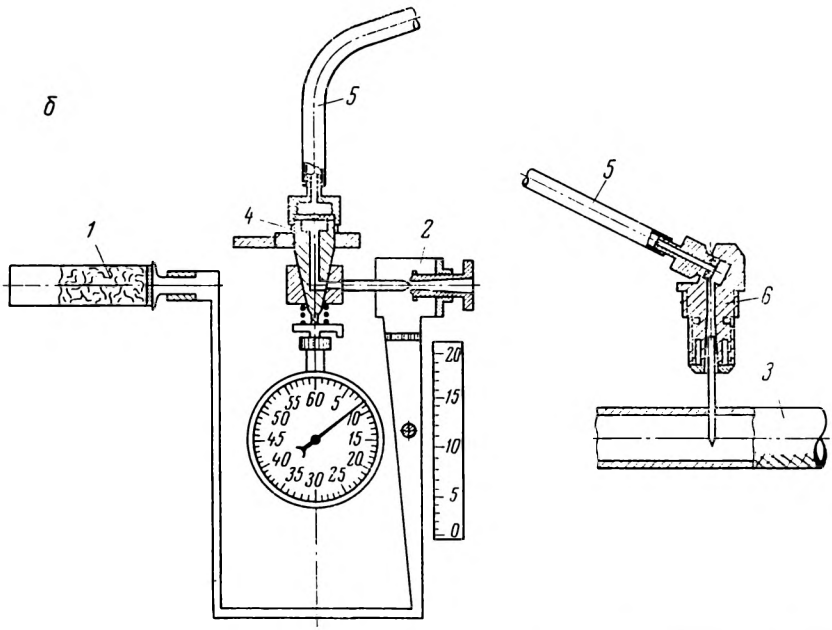


Рис. 25. Общий вид (*а*) и схема устройства (*б*) малогабаритного эжекторного пыленаборника конструкции МакНИИ



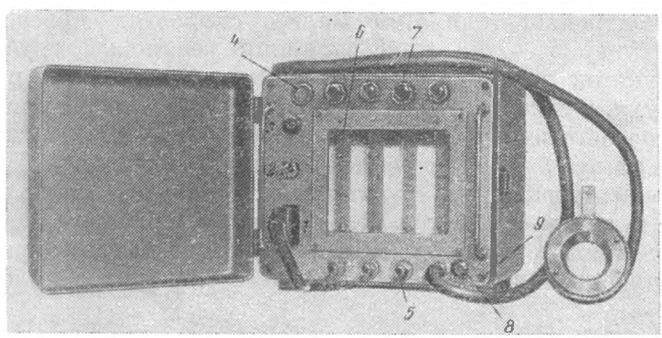
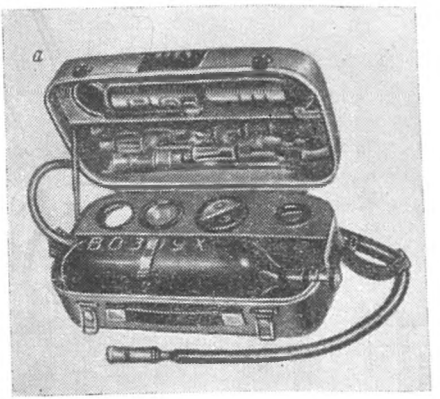


Рис. 26. Аспиратор для отбора проб воздуха конструкции ленинградского завода «Красногвардеец»

аспирационные приборы типа АЭР. Эти приборы отличаются от обычной установки для отбора проб пыли тем, что в них просасывание запыленного воздуха через пылеприемник осуществляется эжектором, питающимся сжатым воздухом из баллона емкостью 2 *л*. На рис. 27 показаны общий вид и схема устройства прибора АЭР-4М, изготовляемого в производственных мастерских ЦВГС г. Донецка. Все части прибора помещены в металлический футляр с ручкой для переноски и нашейным ремнем. Этими же мастерскими изготовляются более совершенные конструкции приборов — типа АЭРА (автоматический рудничный эжекторный аспиратор). Принцип действия



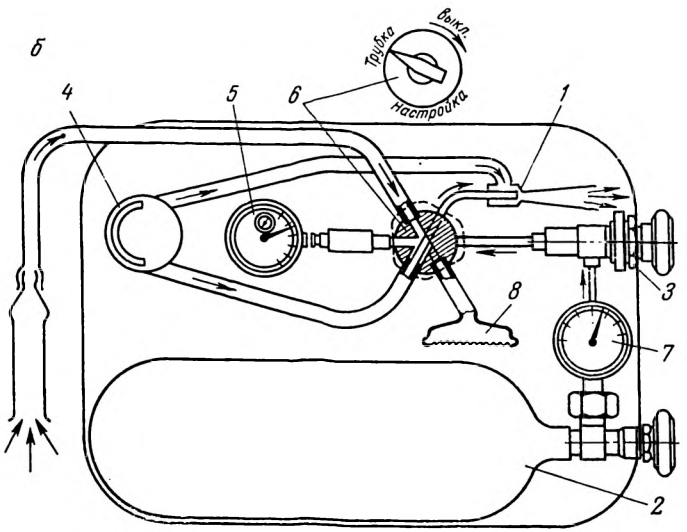


Рис. 27. Общий вид (*а*) и схема устройства (*б*) рудничного эжекторного аспиратора АЭР-4м:

1 — эжектор; *2* — баллон сжатого воздуха; *3* — редуктор; *4* — литромер с пределами измерения 10—30 *л/мин*; *5* — секундомер; *6* — пусковой кран; *7* — манометр; *8* — сетчатый фильтр; *9* — настроечное сопротивление

этого прибора аналогичен прибору АЭР-4М. Однако в приборе АЭРА имеется автоматический регулятор расхода, обеспечивающий постоянство объемной скорости протягиваемого воздуха.

Для определения объема протягиваемого воздуха применяют различные конструкции реометров. В условиях рудников наибольшее распространение получили сухие реометры. Они компактны, удобны в работе и не требуют заливки какой-либо жидкости. На рис. 28 показана схема устройства реометра конструкции Ф. П. Дороша и А. В. Высоцкого. Прибор прост в работе, имеет малые габариты и вес.

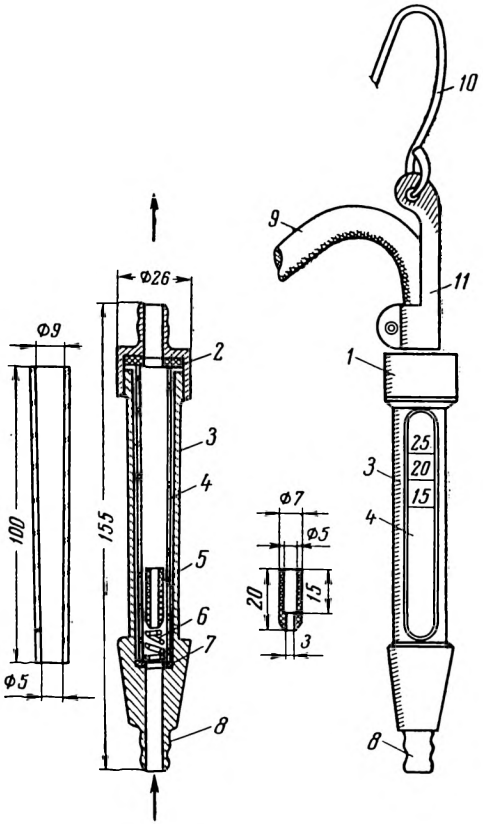


Рис. 28. Схема устройства реометра конструкции Ф. П. Дорош и А. В. Высоцкого (Криворожский ВГСО):

1 — штуцер; *2* — резиновая прокладка; *3* — корпус; *4* — стеклянная трубка диаметром 100 *м*; *5* — поплавок; *6* — пружина; *7* — штуцер для подключения пылеприемника; *8* — резиновый шланг для подключения к аспиратору

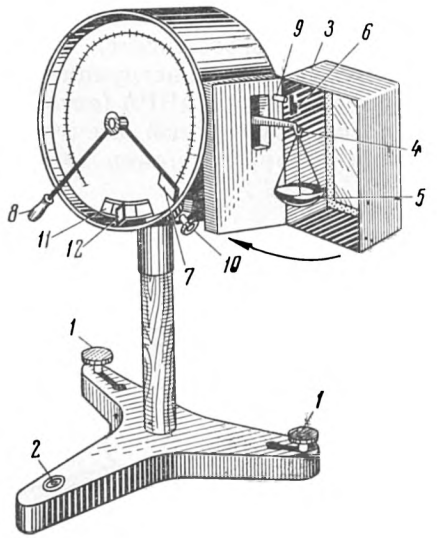


Рис. 29. Схема торзионных весов:

1 — винты установки; *2* — уровень; *3* — футляр; *4* — крючок коромысла; *5* — чашечка; *6* — флажок; *7* — стрелка для отсчета; *8* — рабочая рукоятка; *9* — кнопка механизма арретира; *10* — микрометрический винт подвижной шкалы; *11* — подвижная шкала с риской; *12* — указательная стрелка

Чистые фильтры и фильтры с пылью взвешивают на аналитических весах. Лучшими из них признаны весы АДВ-200, которые предназначены для особо точного взвешивания.

Последнее время в практике работы рудничных лабораторий широко применяют торзионные весы (ВТ-50, ВТ-100, ВТ-200, ВТ-500, ВТ-1000). Для взвешивания фильтров наиболее удобны весы ВТ-100 (рис. 29). Они имеют две шкалы: от 0 до 50 *мг* и от 50 до 100 *мг*.

Техника опробования запыленности рудничного воздуха при использовании ватных фильтров сводится к следующим операциям: подготовке аппаратуры, взятию проб пыли и их обработке.

Подготовка аппаратуры состоит в приготовлении аллонжей для взятия проб и выполняется в следующем порядке. Прежде всего тщательно промывают и протирают необходимое число аллонжей. Затем развешивают вату на порции по 1,5—2 *г* каждая при работе с аллонжами конструкции НИГРИзолото и по 0,5—0,8 *г* при работе с аллонжами Института гигиены труда и профзаболеваний АМН СССР. После этого в каждый аллонж закладывают взвешенную порцию ваты. Вата в аллонжах должна быть набита с одинаковой плотностью, поэтому после ее закладки все заполненные ватой аллонжи проверяют на сопротивление, т. е. на плотность набивки ватой. Проверенные аллонжи сушат в сушильном шкафу до постоянного веса. После сушки аллонжи перекладывают из сушильного шкафа в эксикаторы и в течение 2 *ч* охлаждают. Охлажденные аллонжи дважды взвешивают. Их вес записывают в лабораторный журнал и затем укладывают в специальный ящик для транспортирования. На рис. 30 показан ящик для транспортирования аллонжей.

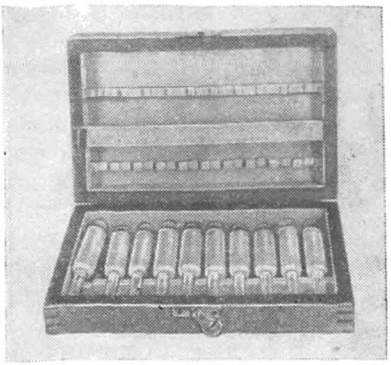


Рис. 30. Ящик для транспортирования аллонжей

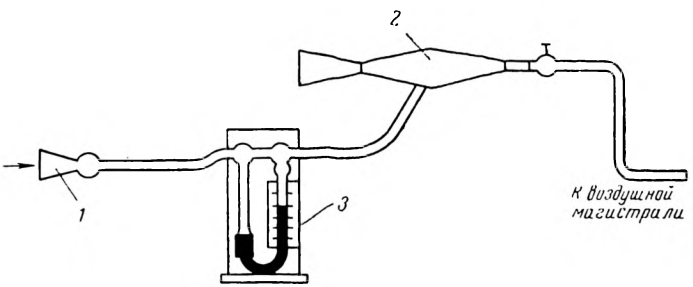


Рис. 31. Схема установки для набора проб пыли в аллонжи:
1 — аллонжи; *2* — эжектор; *3* — реометр

Для взятия пробы пыли прибор для протягивания воздуха подключают к источнику энергии. Затем резиновой трубкой его соединяют с выходным отверстием реометра, устанавливаемого на определенную скорость просасывания воздуха (обычно 15—20 *л/мин*). После этого к выходному отверстию реометра резиновой трубкой присоединяют аллонж. Схема установки для набора проб пыли в аллонжи показана на рис. 31. Начало и конец взятия пробы

отмечают по секундомеру. Продолжительность взятия пробы устанавливают в зависимости от степени запыленности воздуха. Чем меньше концентрация пыли в воздухе, тем больший объем воздуха следует пропускать через аллонж для получения достаточного привеса фильтра, гарантирующего точность взвешивания. Однако привес не должен быть менее 6 *мг* (минимально необходимый привес для аллонжа с ватным фильтром).

После взятия проб аллонжи укладывают в ящик и доставляют в лабораторию, где все аллонжи закладывают в сушильный шкаф или в вакуумный аппарат ВА-2. После сушки аллонжи перекладывают из сушильного шкафа в эксикатор. Охлажденные аллонжи взвешивают на аналитических весах.

Для контроля взвешивание производят дважды с точностью до 0,2 *мг*. Затем подсчитывают концентрацию пыли (в $мг/м^3$).

При использовании негигроскопических фильтров из стеклянной ваты или минерального волокна, что допускается ГОСТ 5609—50, аллонжи доводят до постоянного веса двукратным просушиванием в эксикаторе в течение 15 *мин*; после отбора проб аллонжи должны находиться в эксикаторе не менее 2 *ч*. В остальном — все операции по анализу запыленности воздуха остаются такими же, как описано выше.

При использовании бумажных беззольных фильтров применяют два метода определения веса уловленной пыли: доведением фильтра до постоянного веса; сжиганием фильтра.

Первый из этих методов применяют для пылей, изменяющих свой вес при прокаливании, а второй — для пылей, состав которых не изменяется при прокаливании.

2. Метод преципитации (счетный метод). Для более полной гигиенической оценки пыли, кроме определения ее весового содержания, необходимо также устанавливать размер частиц и их число в единице объема воздуха. Поэтому кроме весового метода применяется счетный метод определения запыленности воздуха. Из всех разновидностей счетного метода в практике пылевого контроля наибольшее применение получил метод, основанный на определении концентрации пылевых частиц счетчиками ударного действия (метод преципитации). При этом применяют приборы: струйный счетчик № 1 конструкции Харьковского института гигиены труда и профзаболеваний, циркулярный счетчик ТВК-3 конструкции проф. П. Н. Торского и других, счетчик конструкции НИГРИзолото, кассетный счетчик БГГ-4 конструкции А. В. Бричкина, А. Н. Генбача и Л. С. Гребенщикова, кониметр Цейсса и др.

Общим принципом устройства этих счетчиков является использование энергии удара струи воздуха, протягиваемого с большой скоростью через узкую щель, по поверхности помещенного на его пути покровного стекла.

Фиксация пыли на покровном стекле происходит либо за счет конденсации влаги (струйный счетчик № 1, ТВК-3), либо за счет липкой среды (СН-2, кониметры Цейсса и Котце).

На рис. 32 показан счетчик ударного действия № 1. Он более прост по конструкции и состоит из увлажнительной трубки *1*, головки прибора *2*, трехходового крана *3* и поршневого насоса *4* емкостью 50 *см*^{3}. Увлажнительная трубка представляет собой цилиндр диаметром 30 *мм* и длиной 150 *мм*. При таком диаметре обеспечивается скорость всасывания воздуха на входе трубки 0,4 *м/сек*. Внутренняя поверхность трубки облицовывается влажной фильтровальной бумагой. Увлажнительная трубка привинчивается к головке

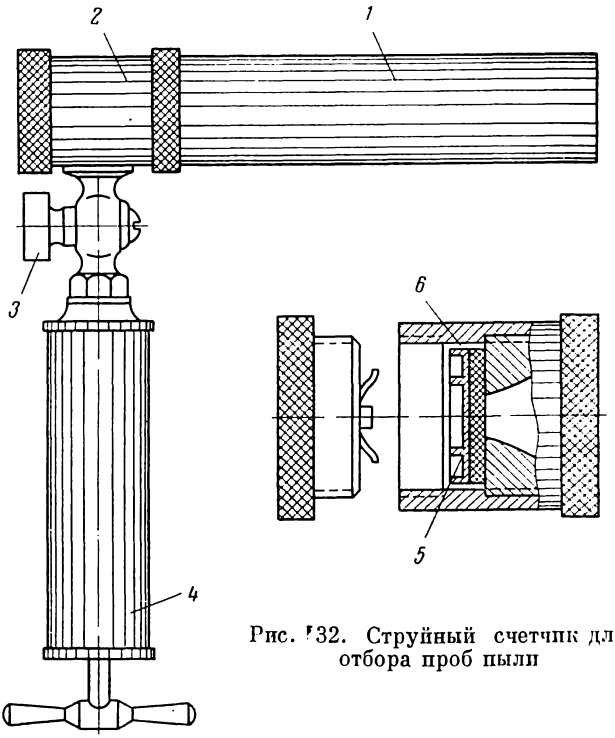


Рис. 32. Струйный счетчик для отбора проб пыли

прибора и сообщается с ней через узкую щель *5* шириной 0,1 *мм* и длиной 10 *мм*. Внутри головки имеется цилиндрическая охлаждающая камера *6* с основанием диаметром 10 *мм* и высотой 1 *мм*. Основанием камеры служит покровное стекло, которое вставляется в головку прибора перед набором пробы воздуха. Головка прибора соединена с насосом трехходовым краном. Счетный метод определения запыленности воздуха состоит из следующих последовательно выполняемых операций: подготовки аппаратуры, забора проб пыли и обработки взятых проб. Подготовку и проверку аппаратуры производят в лаборатории и заключается она в проверке чистоты просвета щели, степени чистоты покровных стекол и исправности действия насоса.

Перед отбором пробы отвинчивают увлажнительную трубку и помещают в нее смоченную чистой водой фильтровальную бумагу; закладывают в головку прибора покровное стекло. Приготовленный таким образом прибор вносят в испытываемую атмосферу и при определенном положении трехходового крана производят несколько «холостых» качаний поршня насоса, чтобы увлажнительная трубка наполнилась исследуемым воздухом. Затем быстро переключают кран в рабочее положение и одним или несколькими энергичными качаниями поршня протягивают определенный объем воздуха. После этого извлекают из головки прибора покровное стекло и наклеивают его на предметное стекло.

Взятые пробы пыли обрабатывают следующим образом. Предметное стекло с наклеенным покровным стеклом устанавливают на столике микроскопа. Вначале при малом увеличении 120 (объектив 8×, окуляр 15) отыскивают пылевую дорожку, затем приступают к подсчету пылинок. Подсчет пылинок производят с масляной иммерсией при увеличении 1350 или 900. При этом пользуются сетчатым окуляр-микрометром, который представляет собой круглое стекло с нанесенной на нем квадратной сеткой. Вначале определяют, сколько пылинок содержится в среднем в одной полоске квадратиков по всей ширине дорожки. Для этого подсчитывают пылинки в четырех-пяти таких поперечных полосках по длине пылевой дорожки и, просуммировав затем общее число пылинок в них, делят эту сумму на 4 или 5. После этого производят подсчет пылевых частиц в 1 $см^3$ воздуха по формуле

$$n = \frac{NS}{q},$$

где n — число пылевых частиц в 1 $см^3$ воздуха;

N — среднее число пылинок в одной полоске квадратиков на ширине пылевой дорожки;

S — возможное число поперечных полосок, укладывающихся по всей длине пылевой дорожки;

q — количество воздуха, протянутого через прибор, $см^3$.

Величина S определяется как частное от деления длины пылевой дорожки на длину стороны малого квадратика (ширина полоски). Длина пылевой дорожки постоянна и равна 10 *мм* или 1000 μ, а длина стороны малого квадратика окуляр-микрометра определяется объект-микрометром. При обработке пылевого препарата обычно одновременно с подсчетом числа пылинок определяют их размеры. При совместном проведении этих операций удобно пользоваться счетно-измерительной окулярной сеткой докт. мед. наук Е. А. Вигдорчик, которая позволяет одновременно вести подсчет числа частиц и производить измерение их в каждой поперечной полоске пылевой дорожки.

Метод определения дисперсности пыли с помощью фильтра ФПП-15. Вместо счетчиков № 1, ТВК-3, СН-2 и других приборов для определения дисперсного

состава пыли может быть использован тот же фильтр ФПП-15, применяемый для весового анализа. Метод определения дисперсности пыли с использованием этого фильтра разработан лабораторией вентиляции и борьбы с пылью ЦНИГРИ и заключается в следующем. Берут кружочки фильтра ФПП-15 и прессуют при давлении 130 *кГ/см*^{2}. Заряжают ими нужное количество кассет. Фильтры при этом не взвешиваются, в чем нет необходимости. Записывают номера

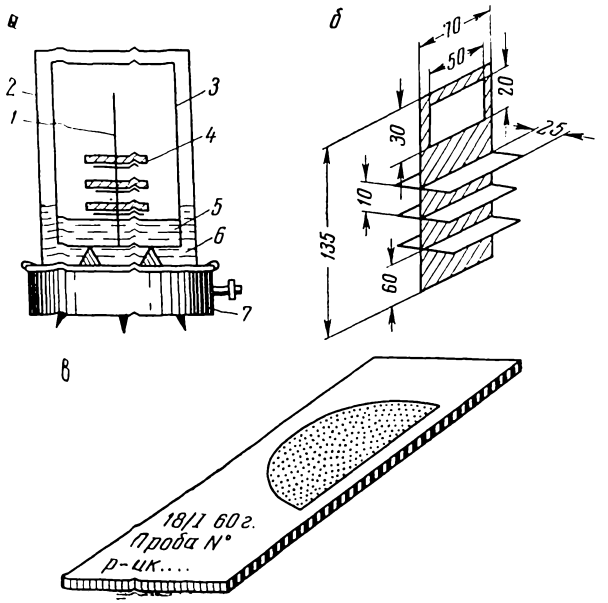


Рис. 33. Приспособление для просветления фильтра:
а — схема прибора для просветления фильтров типа ФПП в парах ацетона; б — подставка для стекол; в — предметное стекло с фильтром для просветления

кассет в соответствующий журнал. По окончании взятия проб на пыльность воздуха весовым методом вынимают из патрона кассету со взятой пробой, а вместо нее вставляют кассету с невзвешенным фильтром для счетной пробы. Устанавливают скорость просасывания через фильтр (15—20 *л/мин*). Время взятия пробы определяется в зависимости от концентрации пыли в воздухе. При этом можно пользоваться данными, приведенными ниже.

Предполагаемая пыльность воздуха, *мг/м*^{3}	0,5—1	2—3	3—7	8—11	12—20	20—50
Время взятия пробы пыли, *мин*	3	3—2	2—1	1,5	1	1—0,5

При высокой запыленности воздуха пробу достаточно брать в течение нескольких секунд, в противном случае получается конгломерат, и подсчет пылинок под микроскопом затруднителен.

После взятия проб кассеты с фильтрами доставляют в лабораторию и приготавливают пылевые препараты. Вынимают фильтр из кассеты и, разрезав его пополам, кладут каждую половину на два предметных стекла так, чтобы пылинки находились между фильтром. На каждом предметном стекле пишут номер и дату взятия пробы. Наливают в стеклянный стакан *2* воду (рис. 33) и в него ставят стакан *3* меньшего диаметра, на дне которого налит ацетон *5*. Подогревают на электрической плите *7* воду *6* в стакане до температуры 70° С. Во время подогрева стакан с ацетоном следует закрывать, чтобы пары ацетона не выходили наружу. Затем предметное стекло *4* с половинками фильтра на металлической подставке *1* помещают в стакан с ацетоном. Под действием паров ацетона фильтры просветляются, превращаясь в прозрачную пленку.

После этого полученные препараты просматривают под микроскопом и определяют размер пылинок, как в обычном препарате от счетчика № 1 или других счетчиков.

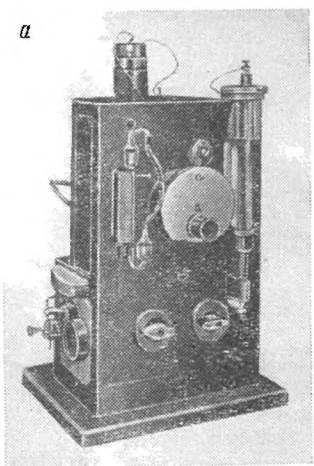
Б. Методы исследования без выделения дисперсной фазы из аэрозоля

Рассмотренные методы исследования аэрозоля с выделением дисперсной фазы не позволяют сразу на месте замера получить необходимые данные и не дают возможности вести пылеопробование непрерывно. Кроме того, при отборе и обработке проб практически возникают искажения, которые могут существенно влиять на достоверность получаемых результатов. В последние годы все большее развитие получают новые методы исследования аэрозоля — без выделения дисперсной фазы из аэрозоля. К ним относятся оптические, фотометрические, электрические и радиационные методы. В настоящее время известны следующие приборы, основанные на этих методах определения запыленности воздуха: поточный ультрамикроскоп ВДК-4, разработанный Институтом физической химии АН СССР; фотопылемеры Ф-1 и Ф-2 конструкции МакНИИ; электронный кониметр типа ЭКТМ конструкции проф. П. Н. Торского и Л. К. Мисюнас и ЭК-4 конструкции М. И. Волкова и Л. К. Мисюнас; электронный пылемер типа ЭПЦ конструкции ЦНИГРИ; переносный электрорадиационный пылемер ПРП-3 конструкции Е. Ф. Бурцева, С. И. Луговского, Г. В. Никулина, А. Ф. Хивренко и И. А. Редько.

Поточный ультрамикроскоп ВДК-4. Принцип поточного ультрамикроскопирования, на котором основан прибор ВДК-4, заключается в подсчете с помощью микроскопа «вспышек», возникающих в момент прохождения частицами пыли ярко освещенной зоны в специальной кюветке, через которую протягивается исследуемый воздух. Разделив общее число наблюдаемых «вспышек» на объем протянутого через кюветку воздуха, определяют число частиц, приходящихся на единицу объема.

Прибор ВДК-4 позволяет также определять дисперсный состав взвешенной пыли, что осуществляется с помощью серого фотометри-

ческого клина, вводимого на пути лучей, освещающих счетное поле. При определенном положении фотометрического клина вспышки частиц, размер которых ниже определенного предела, делаются невидимыми. Чем меньше освещенность счетного поля, тем крупнее частицы, которые остаются видимыми и регистрируются наблюдателями. Подсчитывая последовательное число частиц при нескольких положениях клина, производят разбивку частиц на фракции по степени их крупности. Общий вид и схема устройства этого прибора показана на рис. 34.



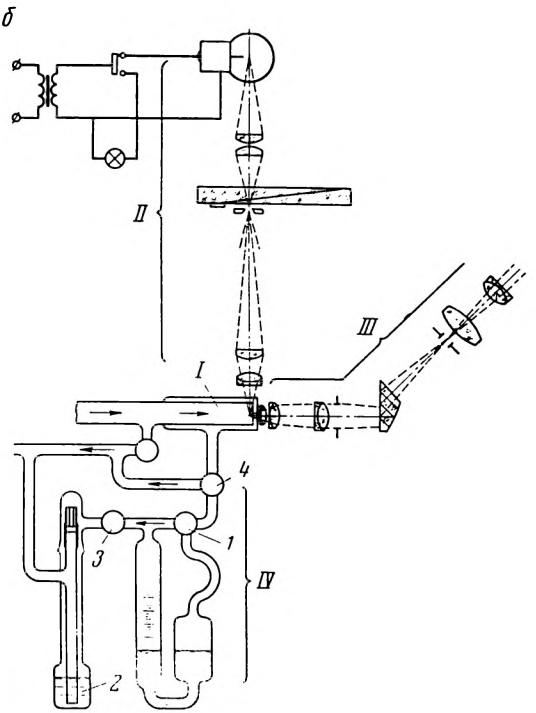


Рис. 34. Общий вид (*а*) и принципиальная схема устройства (*б*) прибора ВДК-4:
I — кювета; *II* — осветитель; *III* — микроскоп; *IV* — счетчик объема

Кювета состоит из двух стеклянных трубочек, вмонтированных в металлическую оправу. В ней во время подсчета частиц аэрозоля поддерживается непрерывный поток исследуемого воздуха.

Осветитель состоит из патрона и конденсорных линз. Между конденсорными линзами помещен фотометрический клин, пластинка со щелями и светофильтр из нейтрального серого стекла НС-3. Счетчик служит для измерения объема аэрозоля, прошедшего через внутренний канал кюветки за время подсчета частиц. Счетчик объема включают в работу поворотом трехходового крана *1* в начале подсчета вспышек в положение, при котором воздух, пройдя кювету, идет

только через счетчик. По окончании подсчета поворотом крана жидкость запирают и измеряют объем по изменению уровня жидкости в стеклянной градуированной трубке. Реометр *2* предназначен для измерения скорости потока аэрозоля в кюветке в момент подсчета вспышек. Скорость потока регулируется микрокраном *3*. Кран *4* служит для продувки кюветки перед каждым подсчетом числа частиц, во время которой аэрозоль в кюветке заменяется. Поточный ультрамикроскоп ВДК-4 позволяет вести подсчет частиц размером около 0,05 μ. Кроме того, этим прибором возможно быстро получать данные о запыленности воздуха непосредственно на рабочем месте. При этом продолжительность определения запыленности воздуха составляет 3—5 *мин.*

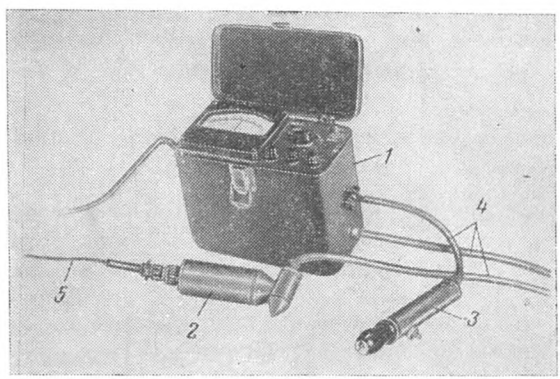


Рис. 35. Электронный пылемер типа ЭПЦ конструкции ЦНИГРИ

Электронный пылемер ЭПЦ (рис. 35) конструкции ЦНИГРИ является переносным прибором, предназначенным для измерения запыленности воздуха на рудниках и обогатительных фабриках. Прибор позволяет определять запыленность воздуха в пределах от 0,2 до 100 *мг/м*^{3} и имеет два диапазона измерения — от 0 до 10 *мг/м*^{3} и от 0 до 100 *мг/м*^{3}. Принцип действия этого прибора основан [78] на измерении флюктуаций электрического заряда пылинок, проходящих через канал датчика. Полученный сигнал усиливается электронным усилителем, интегрируется, а затем регистрируется показывающим прибором или электронным самопишущим потенциометром. Он состоит из трех основных узлов.

Первый узел — собственно аппарат *1*, в корпусе которого размещены: усилитель, выполненный на полупроводниковых триодах; генератор калиброванных сигналов «Калибратор»; лицевая панель, на которой размещены измерительный прибор и ручки управления (рис. 36); рессивер с электрическим вакуумметром; батареи питания, которые служат источником питания электрической энергии.

Второй узел — датчик *2* состоит из головки, через канал которой просасывается запыленный воздух; электрометрического каскада, выполненного на электрической лампе ЭМ-5 и эммитерного повторителя на полупроводниковом триоде ПІЗБ. Датчик соединяется с корпусом ЭПЦ пятижильным кабелем *5* и резиновым шлангом *4*.

Третий узел — аспирационное устройство, состоящее из рессивера, который расположен в корпусе прибора, и ручного вакуумного насоса *3*, который служит для создания в рессивере разрежения в 400 *мм рт. ст.* Вакуумный насос соединяется с рессивером резиновым шлангом, который надевается на штуцер рессивера. Рессивер соединяется с головкой датчика посредством шланга *4* с краном.

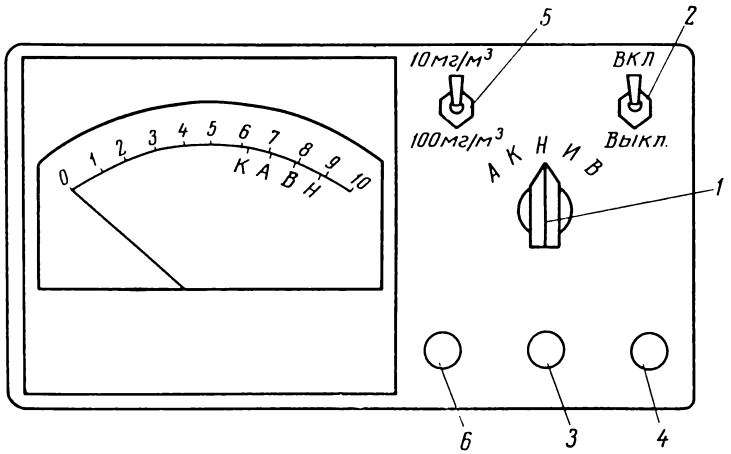


Рис. 36. Лицевая панель электронного пылемера типа ЭПУ:
К — калибровка аппарата; *А* — анод; *В* — вакуум в рессивере; *Н* — накал лампы

Порядок работы с прибором при определении запыленности воздуха следующий: прежде всего необходимо подготовить прибор к работе, для чего надо произвести внешний осмотр аппарата; включение в прогрев прибора; проверку напряжения накала и калибровку аппарата; проверку анода и герметичности вакуумной системы (рессивера насоса шлангов).

Внешний осмотр прибора производится для выявления механических повреждений. Для прогрева прибора переключатель рода работ *1* (см. рис. 36) устанавливается в положение *И* (измерение), а тумблер *2* — в положение «вкл» (включено).

После прогрева в течение 2—3 *мин* стрелка измерительного прибора должна быть в положении «нуль». Если это не произойдет, то вращением ручки *3* стрелка устанавливается «на нуль». Для проверки напряжения накала переключатель рода работ *1* устанавливается в положение *Н* (накал). При этом стрелка измерительного

прибора должна совпадать с риской на шкале прибора; в противном случае она устанавливается ручкой *4* (регулировка накала).

При проверке калибровки тумблер переключения диапазонов *5* ставится в положение «10 *мг/м*^{3}», а переключатель рода работ *1* — в положение «*К*» (калибровка). Стрелка измерительного прибора при этом должна установиться в пределах синего участка *К* по шкале прибора. Устанавливают ее в требуемое положение ручкой *6* (регулятор усиления).

Для проверки анодного напряжения переключатель рода работ *1* устанавливается в положение *А* (анод). Стрелка прибора должна находиться в этом случае за красным участком *А* на шкале прибора. При нахождении перед красным участком производят смену батареи питания.

Для проверки герметичности вакуумной системы переключатель рода работ *1* устанавливается в положение *В* (вакуум). При этом стрелка измерительного прибора должна встать на «нуль». Затем перекрывают кран на резиновой трубке, соединяющей рессивер с датчиком прибора, и насосом откачивают воздух из рессивера до тех пор, пока стрелка установится в пределах зеленого участка *В* шкалы прибора. После проверки герметичности рессивера кран открывается и рессивер заполняется воздухом. Стрелки измерительного прибора должны возвратиться «к нулю». На этом подготовка прибора к работе заканчивается, и приступают к замерам, для чего:

1) в зависимости от запыленности воздуха в месте замера тумблер *5* устанавливается либо в положение «10 *мг/м*^{3}», либо «100 *мг/м*^{3}»;

2) после этого, установив переключатель рода работ *1* в положение *И* ручкой *3* стрелка измерительного прибора устанавливается на «нуль»

3) затем переключатель рода работ *1* устанавливается в положение *В*, перекрывается кран на резиновой трубке и откачивается насосом воздух из рессивера до тех пор, пока стрелка измерительного прибора не займет положение в пределах зеленого участка *В* на шкале. Создав необходимое разрежение в рессивере, переключатель рода работ *1* устанавливается в положение *И* (измерение). При этом стрелка измерительного прибора должна встать точно на «нуль». После этого датчик прибора берется в левую руку так, чтобы насадок датчика был направлен навстречу потоку запыленного воздуха, а правой рукой открывается кран. При этом происходит просос воздуха через канал датчика, во время чего стрелка прибора отклоняется до некоторого положения и возвращается к нулю. Максимальное отклонение стрелки указывает по шкале прибора запыленность воздуха в данной точке (в *мг/м*^{3}), что записывается в журнал в таком же порядке.

При переходе из одной точки в другую (на каждом новом месте) необходимо производить один-два холостых замера для продувки. Это делается для избежания возможной ошибки в результате оседа-

ния пыли в канале датчика. Относительная влажность воздуха в месте замеров не должна превышать 85%.

По окончании работ необходимо в лаборатории канал датчика продуть. Это производится просасыванием чистого воздуха как и при обычном взятии проб.

§ 3. О порядке контроля запыленности воздуха на рудниках

Контроль за состоянием запыленности рудничного воздуха на руднике осуществляют набором проб по специальному плану, который составляется на каждый месяц начальником ПВС и утверждается главным инженером рудника. Набор проб воздуха производят в строгом соответствии с «Инструкцией по определению запыленности рудничного воздуха».

В соответствии с Инструкцией пробы воздуха для анализа на его запыленность должны набираться во всех силикозоопасных забоях не реже двух раз в квартал, в силикозоопасных очистных забоях — не реже одного раза в месяц, а в других местах пылеобразования — не реже одного раза в квартал.

Места взятия проб воздуха устанавливаются начальником ПВС совместно с начальником участка, согласовываются с командиром ВГСЧ (при нахождении пылевой лаборатории в составе газоаналитической лаборатории) и утверждаются главным инженером рудника. При отборе проб необходимо руководствоваться следующими указаниями Инструкции.

1. При больших разностях в скорости просасывания воздуха через фильтр и скорости движения вентиляционного потока производить их уравнивание, применяя насадки различного диаметра (табл. 4).

2. Скорость просасывания воздуха через фильтр не должна превышать 85 *л/мин*, так как при большой скорости возможен проскок мелких пылинок.

3. Минимальная навеска пыли при взятии проб беззольным и ватным фильтрами должна быть не менее 6 *мг*, а при взятии проб фильтром АФА-В-18 — 1—2 *мг*.

4. Набор проб при бурении шпуров перфораторами следует производить в зоне дыхания работающих на расстоянии 2—3 *м* от забоя, при этом патрон или аллонж должен находиться вне зоны действия выхлопа перфоратора и струи свежего воздуха, поступающего в забой по вентиляционной трубе. Выходное отверстие патрона должно располагаться навстречу пылевому потоку.

5. При работе породопогрузочных машин патрон должен быть расположен в зоне дыхания машиниста.

6. В восстающих выработках пробы необходимо набирать на рабочем полке; патрон необходимо устанавливать на высоте 1,5 *м* от полка. Выходное отверстие патрона должно быть обращено к центру забоя и под небольшим углом наклонено вниз для исключения попадания в него бурового шлама и капелек воды.

Таблица 4

Номер насадки к патрону	Скорость движения воздуха в местах взятия проб, *м/сек*	Количество воздуха, просасываемого через патрон, *л/мин*
I (диаметр 42 *мм*)	0,2—0,5	24
II (диаметр 35 *мм*)	0,5	40
	0,9—1	54
	1,5	85
III (диаметр 20 *мм*)	1,6	38
	4,5	48
	3	57
	4	75
IV (диаметр 15 *мм*)	4,5	48
	5,5	58
	6,5	69
	7,5	80
V (диаметр 10 *мм*) *	8	85

* Насадка диаметром 10 *мм* применяется при взятии проб в трубопроводах, и т. п., где имеют место большие скорости движения воздуха.

7. На горизонте скреперования пробы должны набираться у рабочего места скрепериста на расстоянии 1 *м* от него. Патрон устанавливается навстречу воздушной струе на высоте 1—1,5 *м* от почвы.

8. На горизонте грохочения пробы набираются на расстоянии 2 *м* от крайнего действующего грохота на высоте 1,5 *м* от почвы.

9. В откаточных выработках в местах погрузки руды из люков пробы должны набираться в зоне дыхания люкового (если он находится в одном месте) или за люком на расстоянии 2 *м* от него по ходу вентиляционной струи.

По каждому участку рудника должен вестись журнал учета результатов анализов проб воздуха на запыленность. Главный инженер шахты не реже одного раза в квартал должен просматривать его и давать необходимые указания по обеспечению санитарной нормы запыленности воздуха на участках.

Глава V

МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С РУДНИЧНОЙ ПЫЛЬЮ

Наиболее важной задачей оздоровления условий труда горнорабочих является организация действенной борьбы с пылью на горных предприятиях. Решением этой задачи занимается большое число научно-исследовательских, академических, санитарно-гигиенических медицинских, физико-химических и других институтов, а также специалистов производства. Они проводят большую работу по разработке и внедрению эффективных средств и методов борьбы с рудничной пылью. Координирует эти работы Центральная комиссия

по борьбе с силикозом при ИГД им. А. А. Скочинского. Для борьбы с силикозоопасностью на горнорудных предприятиях применяют комплекс инженерно-технических, медико-санитарных, социально-бытовых и организационных мероприятий.

§ 1. Инженерно-технические мероприятия по борьбе с рудничной пылью

К инженерно-техническим мероприятиям относят: 1) бурение с промывкой; 2) бурение с промывкой пылесмачивающими растворами; 3) сухое пылеулавливание; 4) орошение газо-пылевых облаков в момент взрыва; 5) гидрообеспыливание при погрузочно-разгрузочных работах; 6) деятельную вентиляцию; 7) системы разработки, отличающиеся значительным снижением пылеобразования; 8) разработку и применение новых способов пылеулавливания, основанных на современных методах физики и физической химии; 9) индивидуальную защиту с помощью респираторов.

Для обеспечения успеха борьбы с пылью все эти мероприятия должны осуществляться комплексно, так как отдельное мероприятие практически не может обеспечить устойчивого снижения запыленности рудничного воздуха до санитарной нормы.

В этом отношении представляет практический интерес опыт некоторых рудников Криворожского бассейна, а также предприятий по добыче полиметаллических руд, где благодаря комплексному применению мероприятий запыленность рудничного воздуха была снижена до санитарных норм, т. е. до 1—2 *мг/м*^{3}.

Борьба с пылью при буровых работах

При буровых работах осуществляют целый ряд противопылевых мероприятий.

Бурение шпуров и скважин с промывкой водой (так называемое мокрое бурение) пока основное средство пылеподавления при буровых работах. Специальными постановлениями оно узаконено как обязательное для всех рудников, ведущих буровые работы по рудам и породам, содержащим свободную SiO_2. Для промывки шпуров и скважин при бурении применяют два способа: осевую и боковую подачу воды. На отечественных рудниках применяют преимущественно осевой способ. Осевой способ широко применяют на рудниках ЮАР, Австралии, Канады и т. д.

При осевом способе вода подается через специальную водоподводящую трубку, расположенную по оси перфоратора, и затем поступает в канал буровой штанги. Выходя через отверстие в головке бура, вода омывает забой шпура.

При соблюдении всех технологических условий бурения с промывкой шпуров и скважин при осевом способе подачи воды может быть значительно снижена запыленность рудничного воздуха. Однако на практике еще часто наблюдаются случаи нарушения технологии

бурения, что снижает эффективность пылесмачивания. Для правильного бурения и повышения эффективности пылесмачивания необходимо руководствоваться специальной инструкцией *.

Инструкция составлена применительно к условиям перфораторного бурения с осевой подачей воды и содержит три группы требований: к перфораторам; к бурам и к промывочной воде. Основные требования инструкции сводятся к следующему:

1) каждый перфоратор должен быть снабжен водяным шлангом диаметром не менее 15 *мм*, краником, размещенным на расстоянии не более 0,3 *м* от перфоратора, и автомасленкой;

2) водоподводящая трубка должна иметь отверстие на выходе диаметром не менее 3—3,5 *мм* для ручных перфораторов и 3,5—4 *мм* для колонковых и телескопных перфораторов;

3) хвостовики буров должны иметь точно определенные размеры по диаметру и длине применительно к каждому типу перфораторов; отверстие хвостовика бура должно иметь сечение, обеспечивающее свободный вход трубки;

4) буровая сталь должна иметь канал диаметром не менее 6 *мм*, проходящий строго по оси;

5) зазор между буровращающей втулкой и хвостовиком бура у работающего перфоратора не должен превышать 1,6 *мм*;

6) используемая для промывки вода не должна содержать взвешенных твердых или илистых частиц, быть кислотной и заряженной микробами; при использовании шахтной воды ее необходимо предварительно осветлять и производить бактериальную очистку;

7) расход воды при бурении должен быть постоянным и составлять: для ручных перфораторов не менее 3 *л/мин*, для колонковых и телескопных — 5 *л/мин*. Давление воды у перфораторов должно быть на 0,5—1 *ат* ниже давления сжатого воздуха.

Для подачи воды при забуривании и бурении шпуров в требуемом количестве институтом Унипромедь разработано автоблокировочное устройство, схема которого показана на рис. 37. Оно размещается [54] в крышке цилиндра перфоратора и состоит из корпуса *1*, крышки, ступенчатого золотника *2* с уплотнителем *3* и пробкового крана *4* с рукояткой *5*. В корпусе крышки имеется кольцевой паз *6*, соединяющийся с отверстием *7* для подвода сжатого воздуха к цилиндру перфоратора. Шланг для подачи воды ввор ачивается в отверстие *8* ступенчатого цилиндра *9*, а гибкий шланг, подводящий сжатый воздух к перфоратору, — в отверстие *10* с противоположной стороны цилиндра. Ступенчатый цилиндр со стороны отверстия *8* при помощи канала *11* соединяется с кольцевой выточкой *12*, предназначенной для подвода воды в промывочную трубку и далее в шпур. В золотнике *2* высверлены два взаимно перпендикулярных и соединяющихся между собой отверстия *13* и *14*, предназначенные для подвода сжатого воздуха во время работы перфоратора.

---

* Временная инструкция по перфораторному бурению шпуров с промывкой. Металлургиздат, 1950.

Применение этого устройства значительно повысило эффективность борьбы с пылью при буровых работах.

Соблюдение всех требований Инструкции при бурении обеспечивает не только снижение запыленности воздуха, но и повышение его производительности. Так, наблюдениями ЛГИ на апатитовом руднике им. С. М. Кирова установлено, что при сухом бурении на 1 *м* шпура затрачивалось 12,3 *мин*, а при бурении с осевой промывкой 8,2 *мин*. По данным Б. П. Преображенского, в результате внедрения нормализованного режима бурения на Никитовском руднике стоимость бурения на 1 *т* руды снизилась на 15%, а производительность труда повысилась на 20%.

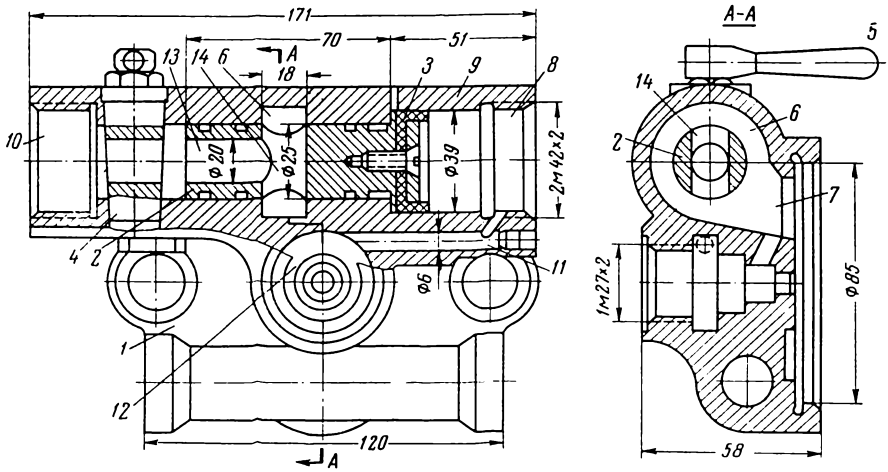


Рис. 37. Схема автоблокировочного устройства для перфораторов конструкции Унипромедь

При б о к о в о м способе промывки вода подается в канал бура (минуя перфоратор) через боковые отверстия в хвостовике бура при помощи особой муфты, надеваемой на бур. Этот способ промывки применяют на рудниках ГДР. На металлических рудниках Советского Союза боковой способ промывки применяют только на ряде рудников цветной металлургии и шахт угольной промышленности.

При боковом способе по сравнению с осевым повышается эффективность улавливания пыли в связи с устранением аэрации воды; исключается возможность попадания воды в перфоратор и вымывание смазки из цилиндра; отсутствует необходимость в строгом ограничении давления воды; улучшается общая санитарно-гигиеническая обстановка на рабочем месте, так как вода не разбрызгивается и отсутствует туманообразование. Однако при боковом способе промывки усложняется и удорожается заправка хвостовиков буров, а также понижается прочность хвостовиков, вызываемая сверлением в них отверстий.

Эффективность боковой промывки в значительной степени определяется конструкцией муфты. Муфта должна состоять из минимального числа деталей, не пропускать воду между буром и обтюратором, легко сниматься и надеваться на штангу и не создавать большого сопротивления вращению бура.

На рудниках цветной металлургии и шахтах Кизеловского угольного бассейна до последнего времени широко применяли муфты с фасонным резиновым обтюратором *, разработанные П. Н. Торским и М. И. Волоховым. Однако эти муфты имеют следующие конструктивные недочеты: 1) недостаточную плотность в месте сопряжения с вращающейся штангой, приводящую к утечкам воды; 2) небольшой срок службы резинового уплотнителя; 3) частые поломки из-за отрыва штуцера по шву [17].

Для дальнейшего усовершенствования бокового способа промывки в лаборатории по борьбе с силикозом Кизеловского филиала ВУГИ разработаны три опытные конструкции муфт: М-1, М-2 и М-3. Для выбора наиболее целесообразной муфты лабораторией были проведены сравнительные испытания. Одновременно для сравнения технико-экономических показателей испытывали также муфты конструкции ИГД АН Каз. ССР. Результаты испытания приведены в табл. 5.

Из табл. 5 видно, что средние скорости бурения при использовании муфт конструкции Кизеловского филиала ВУГИ колеблются от 6,6 до 7 *см/мин*, причем наибольшая скорость получена при бурении с применением муфт М-1 с уплотнительными кольцами УК-1 и УК-2. В тех же условиях скорость бурения с муфтами конструкции АН Каз. ССР составила 6,2 *см/мин*. Срок службы уплотнителей УК-1 и УК-2 вдвое больше по сравнению с уплотнительным устройством муфт конструкции АН Каз. ССР.

Исследованиями установлено, что лучшие показатели у муфты М-1 с уплотняющими устройствами УК-1 и УК-2; они просты по конструкции и обеспечивают достаточное уплотнение.

Важное значение в повышении эффективности мокрого бурения имеет правильная организация промывки, при которой исключалось бы соприкосновение с воздухом частиц пыли в момент их образования. Это может быть достигнуто созданием у забоя шпура устойчивой водяной подушки. Для исключения попадания в воздух тонкодисперсных частиц достаточно даже тонкой водяной пленки на забое шпура. НИГРИ разработана конструкция специальной коронки-пробки, у которой зазор, образуемый ею со стенками шпура, значительно меньше. Благодаря образованию водяного затвора в забое шпура при бурении этими коронками-пробками измельчение породы происходит в водяной среде, в результате чего бурение происходит без выделения пыли.

---

* Описание конструкций этой муфты приведено в сборнике «Борьба с силикозом», т. 1, Изд-во АН СССР, 1953.

Таблица 5

Муфта	Срок службы уплотнителя, смен	Средняя скорость бурения, см/мин	Запыленность воздуха в забое, мг/м³			Оценка уплотняющих устройств
			минимальная	максимальная	средняя	
Конструкции АН Каз. ССР	1—3	6,2	0,8	6	2,3	Уплотнение недостаточное
М-1 с уплотнителем УК-1	Более 7	7	0,7	3	1,8	Уплотнение хорошее
М-2 с уплотнителем УК-2	Более 6	7	1,6	3,4	2,4	То же
М-1 с уплотнителем УК-3	3—4	6,8	1,4	2,7	1,9	Уплотнение удовлетворительное
М-1 с уплотнителем УМ-1	Более 5	6,6	0,7	3	1,8	Уплотнение недостаточное

Выход трудносмачиваемой тонкодисперсной пыли можно уменьшить применением кольцевых коронок. Мелкие фракции пыли обычно образуются в центральной части шпура, где при бурении долотчатой коронки порода подвергается значительному переизмельчению. Применение кольцевых коронок позволяет избежать такого переизмельчения породы, значительно уменьшить выход тонкодисперсной пыли и удалить около 20% выбуренного объема породы в виде керна, а также повысить скорость бурения.

Проведенные на Лениногорском, Маслянском и Белоусовском рудниках испытания показали, что применение кольцевых коронок снижает запыленность воздуха при бурении в 1,5 раза и повышает производительность труда бурильщика на 35—45% [17].

Наиболее трудно поддаются промывке восстающие шпуры из-за сильного разбрызгивания воды, стекающей по буру вниз.

Для предохранения бурильщика от разбрызгивания воды разработан целый ряд водоулавливающих приспособлений. На рис. 38 показано водоулавливающее приспособление, применяемое на рудниках Лениногорского комбината.

Бурение с промывкой пылесмачивающими растворами. Пылеулавливающее действие воды при мокром бурении относится в основном к крупным фракциям пыли. Мелкая пыль вследствие сильно выраженного поверхностного натяжения, которым отличается вода, смачивается ею недостаточно. Поэтому значительная часть такой силикозоопасной пыли выносится из шпура и остается в воздухе во взвешенном состоянии.

Для устранения этого недостатка к промывочной воде добавляют специальные реагенты, увеличивающие ее смачивающую способность.

Повышение пылесмачивающей способности воды под действием реагентов связано с двумя их свойствами: способностью понижать поверхностное натяжение воды и адсорбироваться на поверхностях минеральных частиц, повышая тем самым их смачиваемость. Поверхностное натяжение дистиллированной воды при температуре 20° С составляет 73 *эрг/см*^{2}. Смачивающие добавки понижают поверхностное натяжение при нормальной температуре до 30 *эрг/см*^{2}.

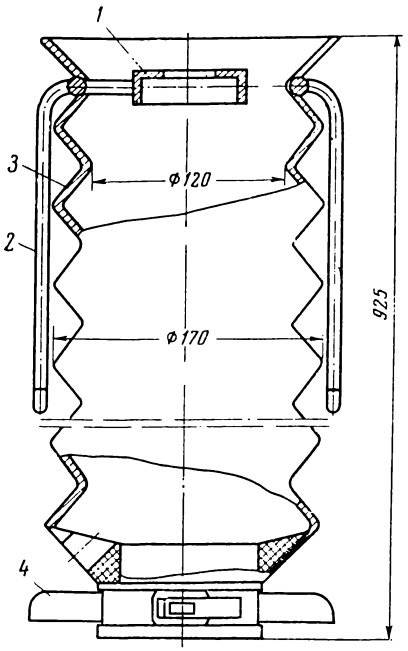


Рис. 38. Водоулавливающие приспособления Лениногорского полиметаллического комбината:

1 — втулка; *2* — направляющий хомут; *3* — корпус; *4* — хомут

В настоящее время применяют следующие виды смачивателей: мылонафт, сульфосмачиватели (контакт Петрова, некаль, сульфанол), неионогенные смачиватели (ОП-7, ОП-10, ДБ) и др.

Мылонафт состоит из смеси нафтеновых кислот, натриевых солей, минерального масла и воды. По ОСТ 4936 мылонафт сорта А должен содержать не менее 50% нафтеновых кислот, а сорта Б — не менее 43%. В жесткой воде он дает клеевидный осадок, состоящий из нерастворимых кальциевых и магниевых солей. Образование этого осадка при большой жесткости воды легко приводит к полной закупорке трубопровода. Поэтому мылонафт применяется при жесткости воды до 2° Один градус жесткости равен содержанию в воде соединений кальция или магния, эквивалентному 10 *мг/л* (CaO) или 14 *мг/л* (MgO). Обычная применяемая концентрация его 0,1—0,5% по весу.

Контакт Петрова — это сложная смесь различных веществ, из которых смачивающее действие оказывают сульфокислоты, содержащиеся от 24 до 50%. Применим при жесткости воды не выше 8° Рациональные концентрации 0,25—0,5%.

Некаль по химическому составу представляет бутил-нафталин-сульфонат натрия. По внешнему виду это серовато-желтая паста, хорошо растворимая в воде и дающая устойчивую пену.

Сульфанол — желто-коричневая паста или порошок. По химическому составу — смесь натриевых солей алкилбензолсульфокислот. Стандартным продуктом считается сульфанол, содержащий 50% сухого активного вещества. Применим при жесткости воды не выше 4° Целесообразная концентрация сульфанола 0,15—0,2%.

Недостатком всех этих смачивателей является их свойство давать осадок при растворении в воде.

Смачиватели ОП-7, ОП-10 и ДБ относятся к неионогенным соединениям, представляют собой весьма поверхностно-активные вещества. По внешнему виду они представляют маслообразную вязкую жидкость или пасту коричневого цвета. Хорошо растворяются даже в очень жесткой воде без образования осадка.

Смачиватели ОП-7 и ОП-10 имеют резкий неприятный запах гнили, что затрудняет их применение в подземных выработках. Наибольшее применение на горных предприятиях получил смачиватель ДБ.

Смачивающие добавки, предложенные для применения в шахтах, должны удовлетворять следующим техническим требованиям [75]: 1) быть безвредными, не иметь неприятного запаха и не быть горючими; 2) легко растворяться в воде; 3) быть применяемыми при жесткости воды до 35°; 4) не вызывать коррозии трубопроводов и бурового оборудования; 5) не оседать из раствора при обычных температурах не менее 4—5 суток; 6) эффективная концентрация смачивателя в водном растворе не должна превышать 0,1—0,2%; 7) иметь поверхностное натяжение водного раствора при концентрации 0,1% не выше 30—40 *эрг/см*^{2}.

За последние годы различными научно-исследовательскими организациями институтами проведены исследовательские работы по изучению эффективности применения смачивателей для борьбы с рудничной пылью. Эти исследования показали, что запыленность воздуха в забое при переходе с промывки водой на промывку растворами смачивателей снижается в среднем (в весовом выражении) в 1,5—1,7 раза. Необходимой предпосылкой применения смачивателей является нормализация процесса мокрого бурения. При ненормализованном процессе осевой промывки возможны случаи, когда применение смачивателя может даже привести к некоторому повышению запыленности воздуха в забое по сравнению с теми же показателями при промывке шпуров только водой.

Сухое пылеулавливание при буровых работах получило применение в рудниках, где по естественным или техническим условиям невозможно осуществить бурение с промывкой (отсутствует вода, низкая температура и т. п.).

В Советском Союзе сухое пылеулавливание применяют на рудниках Магаданской области, Якутской АССР, Норильского комбината, на слюдяных рудниках Иркутской области и в отдельных забоях шахт Кизеловского угольного бассейна.

Несмотря на такую ограниченность применения сухое пылеулавливание имеет некоторые преимущества по сравнению с мокрым способом обеспыливания, а именно:

1) нет необходимости в применении на рабочем месте значительных количеств воды, чем создаются более гигиенические условия работы;

2) обеспечивается более полное улавливание мелких фракций пыли, трудно улавливаемых при бурении с промывкой;

3) увеличивается скорость бурения по сравнению с мокрым бурением (по данным института Гипроникель на 10%, по данным зарубежных исследований на 20%, по данным комбината «Апатит» на 35%);

4) устраняется слеживаемость руды в «магазинах» и улучшаются условия ее разгрузки в зимний период.

Улавливание пыли при этом способе осуществляется специальными установками — сухими пылеуловителями. Создано большое число различных конструкций сухих пылеуловителей. Однако пока ни одна из них не получила широкого промышленного применения. Это объясняется тем, что модели пылеуловителей в таком конструктивном оформлении не обеспечивают полного обеспыливания буровых работ и не вполне отвечают специфическим условиям ведения подземных горных работ. Они обычно рассчитаны на улавливание пыли от одного-двух перфораторов в одном забое.

Установки для сухого пылеулавливания должны отвечать следующим требованиям:

1) быть компактными, транспортабельными, надежными в работе и не требовать частых и сложных ремонтов;

2) обеспечивать работу целой смены без замены или чистки фильтра и разгрузки бункера от скопившейся в нем крупной пыли;

3) не требовать постоянного надзора за работой и частой регулировки;

4) обеспечивать производительность труда бурильщика не ниже, чем при бурении без пылеуловителя;

5) быть применимыми в различных выработках (горизонтальных, наклонных и вертикальных) и шпурах различного направления;

6) обеспечивать улавливание всей тонкодисперсной пыли, а также возможность ее транспортирования на значительное расстояние;

7) обеспечивать высокую степень очистки воздуха при бурении шпуров в породах различной влажности и разных физико-химических свойств.

Однако существующие конструкции пылеуловителей полностью не удовлетворяют указанным требованиям.

Основными конструктивными частями подавляющего большинства сухих пылеуловителей являются: пылеприемник для улавливания пыли при бурении; пылепровод для транспортирования пыли; тяговая установка для создания отсоса запыленного воздуха из шпура; пылеосадительное устройство.

Вид пылеприемника зависит от способа отсасывания пыли из шпура. При отсосе пыли от устья шпура пылеприемник обычно представляет собой металлический колпак, прижимаемый тем или иным способом к забою и перекрывающий устье шпура. Бур проходит сквозь колпак. К отверстию колпака присоединяется шланг, соединенный с побудителем отсасывания. Такую конструкцию имеет большинство ранее разработанных сухих пылеуловителей (СПН-5, УСПН-5, ПУ-2 и др.). Существенными недостатками этих пылеприемников являются трудность укрепления их в выработке и обеспечение герметичности прилегания колпака к забою.

При отсосе пыли из забоя шпура пылеприемное устройство выполняется или в виде муфты-насадки, надеваемой на хвостовик бура, или в виде пылеприемной трубки, располагаемой по оси перфоратора. Недостаток бокового отсоса пыли через муфты-насадки — частые неполадки из-за забивания пылью канала бура в месте сопряжения его с боковым отверстием в хвостовике бура.

Этот способ отсоса через муфты-насадки применяется на некоторых шахтах ЧССР и ГДР.

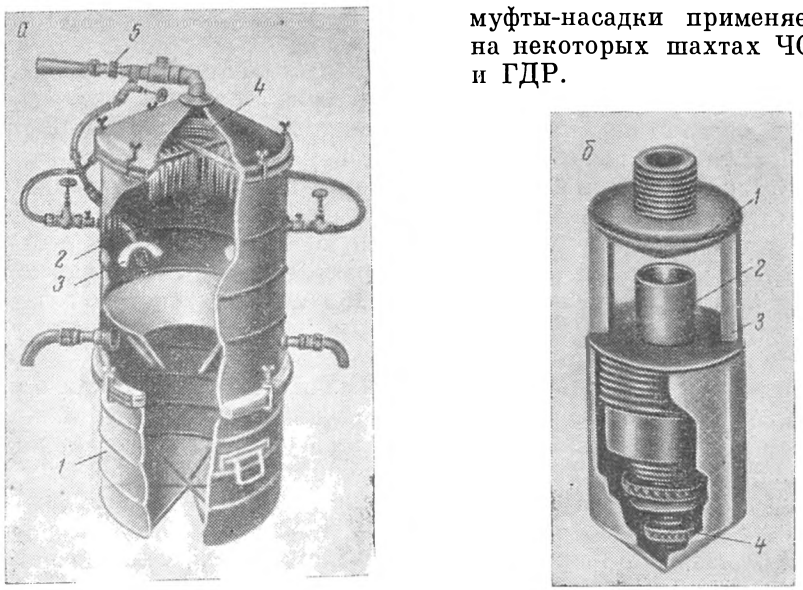


Рис. 39. Пылеулавливающая установка УПЗ-3 (*а*) и воздухоструйный генератор (*б*) типа Гартмана:
1 — сопло диаметром 2,4 *мм*; *2* — резонатор; *3* — обойма; *4* — регулировочный винт

На рудниках Советского Союза применяют центральный отсос через осевую трубку перфоратора. В качестве пылепровода служит резиновый шланг или металлическая труба. Тяговая установка чаще всего представляет эжектор, а у некоторых пылеуловителей вентилятор или воздуходувка различной конструкции. В качестве пылеосадительных устройств могут применяться циклоны, фильтры, а также циклоны и фильтры вместе.

В Советском Союзе исследованиями сухого пылеулавливания при бурении занимаются ЦНИГРИ, ВНИИ-1, ГИГХС, Гипроникель, ТБИОТ, Институт цветных металлов им. Калинина, ПермНИУИ, ВОСТНИИ и многие другие.

За последнее время институты разработали целый ряд новых конструкций сухих пылеуловителей: УПЗ-3, ВНИИ-1 М-60; ДСП-3; СПАР-59; ПермНИУИ-4; ПО-4м; СПН-7; ЦСПУ-2 и др.

На рис. 39, *а* показана схема устройства пылеулавливающей установки УПЗ-3 конструкции института Гипроникель. Отличительная

особенность — работа ее основана на новом принципе коагуляции пылевых частиц в акустическом поле. Это впервые применяется в Советском Союзе при конструировании сухих пылеуловителей.

Установка состоит из герметичного дюралевого сосуда, нижняя часть которого представляет бункер *1*; средняя часть *2* — коагуляционную камеру, в которой установлен воздухоструйный генератор *3* типа Гартмана. В верхней части размещен четырехслойный фильтр *4* из капроновой ткани. Сверху корпуса установлен эжектор *5* с центральным соплом.

Принцип действия установки заключается в следующем [54]: под влиянием создаваемого эжектором вакуума буровая пыль засасывается через отверстия коронки и канал бура в пылеотвод перфоратора, откуда по пылеотводящему шлангу поступает в бункер. Здесь вследствие резкого снижения скорости движения крупные частицы пыли оседают, а мелкие продолжают свое движение вместе с потоком воздуха и попадают в коагуляционную камеру, где под действием звуковых колебаний, создаваемых воздухоструйными генераторами, коагулируют, укрупняются и выпадают под действием собственного веса в бункер.

Не все частицы пыли укрупняются до «критического размера», при котором скорость их оседания больше скорости движения воздуха в коагуляционной камере, поэтому для предупреждения выброса их в атмосферу в коагуляционной камере установлен капроновый фильтр. Последний негигроскопичен, под действием звуковых колебаний постоянно встряхивается и очищается от пыли. На рис. 39, *б* показан воздухоструйный генератор Гартмана. Во время работы сжатый воздух с большой скоростью истекает из сопла и попадает в резонатор, откуда под действием избыточного давления выталкивается навстречу идущему потоку. Генератор может излучать колебания различной частоты и интенсивности. Установка УПЗ-3 обеспечивает обслуживание двух перфораторов и рассчитана на однократную разгрузку уловленной в конце смены пыли. Применение этой установки при буровых работах обеспечивает санитарную норму запыленности воздуха (2 *мг/м*^{3}).

На рудниках Магаданской области широко применяют пылеулавливающую установку конструкции института ВНИИ-1 *.

На рис. 40 показана одна из последних моделей пылеулавливающей установки М-60. Она состоит из двух фильтров: грубой *1* и тонкой *2* очистки. Конструкция фильтра грубой очистки представляет собой герметичный цилиндрический сосуд, в котором под влиянием резкого падения скорости и завихрения воздушного потока по стенке выпадает до 98% всей пыли. Фильтры обеспечивают работу бурильщика в течение всей смены без разгрузки. Второй фильтр предназначен для стесненных условий работы. Фильтры выпускают емкостью 90 и 45 *л*.

---

* Всесоюзный научно-исследовательский институт золота и редких металлов.

Фильтр тонкой очистки — тканевый (ткань — байка чистильная, артикул 21 ГОСТ 6984—54), размещен в сосуде. Он мало отличается от фильтра грубой очистки. На крышке фильтра тонкой очистки установлен эжектор *3* с центральным соплом. Эжектор имеет набор сопел различного диаметра, что позволяет регулировать параметры эжектора в зависимости от условий работы. Установка М-60 надежна в работе, портативна и имеет небольшой вес; экономична по расходу сжатого воздуха (эжектор расходует всего 0,3 $м^3/мин$).

Для выявления наиболее рационального средства сухого улавливания пыли при бурении шпуров, а также оптимальных условий применения отдельных установок Комиссией по борьбе с силикозом при АН СССР в 1960 г. были организованы на Березовском руднике

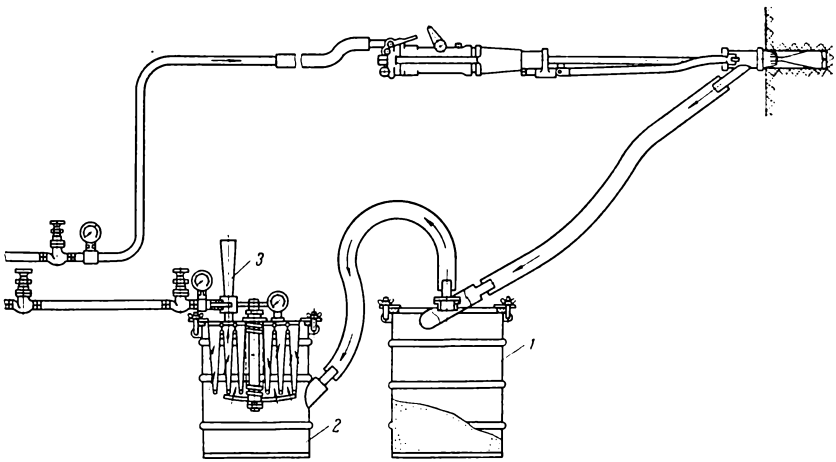


Рис. 40. Схема пылеулавливающей установки конструкции ВНИИ-1-типа М-60

им. С. М. Кирова сравнительные испытания сухих пылеуловителей: УПЗ-2 конструкции института Гипроникель; ПОГ-3 конструкции института ПермНИУИ; ДСП-3 конструкции института ТБИОТ; М-59 конструкции института ВНИИ-1; НРП-1 и ТПУ-4 конструкции Норильского комбината.

Испытания показали, что наиболее эффективны по очистке воздуха от пыли установки конструкции институтов ВНИИ-1, Гипроникель и ТБИОТ. Испытания подтвердили преимущества системы отсоса пыли из шпура по каналу бура с применением штанг из толстостенных труб и неэффективность отсоса пыли от устья шпура.

Все рассмотренные сухие пылеуловители рассчитаны на обслуживание одного-двух перфораторов. Даже для рудника средней производственной мощности при сухом методе пылеулавливания требуется иметь значительное число таких установок. Так, на руднике Иультин Магаданской области для улавливания пыли при буровых работах применяется несколько десятков сухих пылеуловителей. Это осложняет организацию буровых работ, так как ежесменный монтаж и демонтаж пылеуловителей в забоях, а также уборка

уловленной пыли требуют значительных затрат времени и вспомогательную рабочую силу (слесарей, уборщиков пыли и т. п.). Поэтому на рудниках со значительным объемом буровых работ целесообразно применять централизованное пылеулавливание.

На рис. 41 показана установка пылеулавливания ЦСПУ-2. В установке предусматривается применение вакуумных водокольцевых насосов типа РМК. При этом для обслуживания четырех перфораторов достаточно насоса РМК-2, а для 10—30 перфораторов — соответственно насосов РМК-3 и РМК-4. Пылеулавливающий бак с водой имеет диаметр 500 *мм* и высоту 800 *мм*. Губчатый орошаемый фильтр

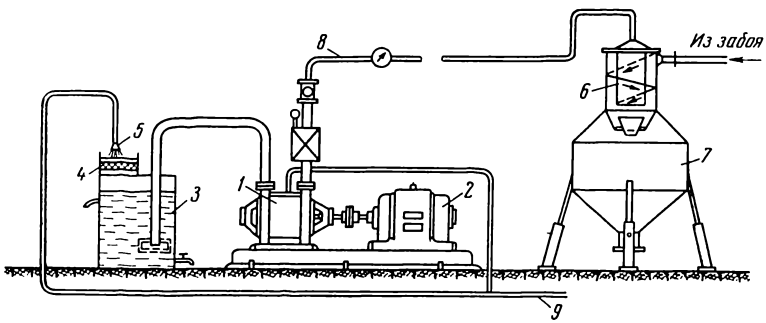


Рис. 41. Схема вакуумной пылеулавливающей установки конструкции ЦНИГРИ для группового и централизованного обеспыливания

1 — вакуумный насос; *2* — двигатель; *3* — бак с водой для пылеулавливания; *4*—*6* — фильтр; *5* — ороситель; *6* — циклон для грубой очистки воздуха; *7* — бункер; *8* — пылеотводящий трубопровод; *9* — водопроводный трубопровод

диаметром 300 *мм* из пенополиуретана имеет толщину 100 *мм*. Габариты циклона для грубой очистки воздуха рассчитываются с учетом числа работающих перфораторов. Циклоны рекомендуется устанавливать ближе к забоям для недопущения проникновения пыли в пылеотводящий трубопровод и избежания его быстрого износа.

Очистка воздуха в такой установке осуществляется в три стадии: первая — в циклоне, вторая — при прохождении через слой воды и третья — в орошаемом фильтре, расположенном на выходе воздуха из бака в атмосферу [69]. Остаточная запыленность воздуха, выходящего из пылеуловителя в атмосферу, по данным опытов не превышает 0,2 *мг/м*^{3}. Жидкая пульпа (смесь воды с уловленной пылью) стекает из бака в водосточную канавку выработки. Пылеулавливающая установка ЦСПУ-2 может применяться на шахтах с отрицательной температурой воздуха, так как вода, проходя через вакуум-насос, несколько нагревается и во время работы установки не замерзает.

Известны две схемы централизованного пылеулавливания при бурении шпуров:

1) с осаждением пыли в одной центральной пылеосадительной установке *;

2) с отводом пыли в старые выработки или отработанные блоки **.

В обоих случаях образующаяся при бурении пыль отсасывается из шпуров через канал бура и удаляется пневмотранспортом, который осуществляется вакуумными установками или эжекторными устройствами. Эжекторы могут быть расположены в перфораторах и встроены в пылеотводящую магистраль. При транспортировании пыли на большие расстояния (500 *м* и более) предусматривается

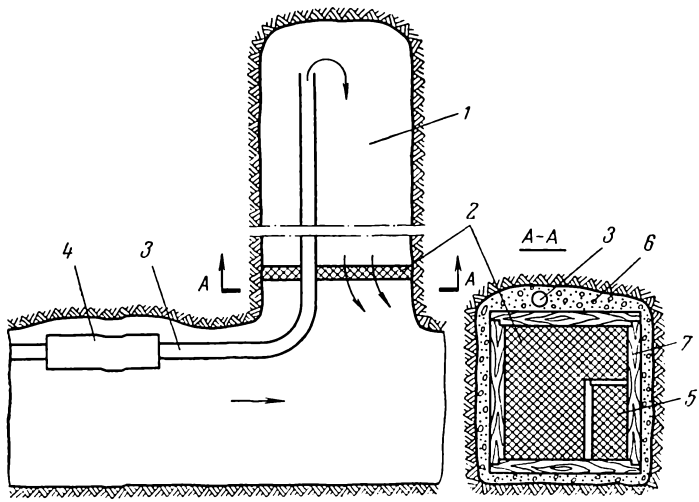


Рис. 42. Схема установки перемычки с матерчатым фильтром:

1 — пылеулавливающая выработка; *2* — перемычка из матерчатых фильтров; *3* — пылепровод; *4* — аспирационный прибор; *5* — дверь; *6* — бетон; *7* — деревянная рама

последовательное включение в пылеотводящий трубопровод дополнительных эжекционных и вакуумных устройств. Очистка запыленного воздуха при первой схеме производится в пылеуловительной установке ЦСПУ-2 или другой ей аналогичной пылеосадительной установке.

При второй схеме конец пылеотводящего трубопровода выводится за перемычку выработки, предназначенной для складирования пыли. Выходя из трубопровода, запыленный воздух теряет свою первоначальную скорость (она снижается с 20—30 до 0,02—0,03 *м/сек*). За счет резкого перепада скорости движения воздуха значительная часть пыли из него выпадает. Затем воздух движется в сторону восстающего или скважины, по которым поднимается на вышележащий

---

* Разработана б. Институтом Минцветметзолото (авторы К. В. Павлов, С. К. Савенко и П. Ф. Трофимов) совместно с б. НИГРИзолото (А. Ф. Сачков).

** Разработана А. Ф. Сачковым.

нерабочий горизонт. При отсутствии в выработке восстающего или специальной скважины для окончательной очистки от пыли воздух пропускается через перемычку из комплекта матерчатых фильтров (рис. 42). Централизованное сухое пылеулавливание было испытано в производственных условиях. Одновременно работали четыре перфоратора БМП-30 на один пылеотводящий трубопровод. При этом были получены высокие показатели очистки воздуха. Среднесуточная запыленность воздуха при выходе из перемычки с матерчатым фильтром составила 1,27—1,3 *мг/м*^{3}.

Борьба с пылью при взрывных и погрузочно-разгрузочных работах

Основным средством борьбы с пылью при взрывных и погрузочно-разгрузочных работах является орошение в сочетании с деятельной вентиляцией. Орошение — один из наиболее простых, легко осуществимых и в то же время эффективных мероприятий по снижению запыленности рудничного воздуха. Оно может быть неэффективным или малоэффективным только в случаях, когда:

1) используются оросители, не подходящие для данных условий;

2) давление сжатого воздуха или воды недостаточно для нормальной работы оросительной установки;

3) в результате неудовлетворительного обслуживания установки происходит засорение оросителей;

4) для орошения используется неочищенная шахтная вода;

5) орошение мест пылеобразования производится простым обливанием водой из шланга; такой способ орошения только увеличивает расход воды и малоэффективен.

Поэтому при внедрении орошения на рудниках необходимо руководствоваться специальной инструкцией [14] по применению орошения в подземных выработках, а также инструкциями по применению тех или иных конструкций оросителей.

В инструкции рекомендованы для использования в шахтных условиях следующие типы оросителей:

1) с механическим раздроблением водяной струи;

2) с раздроблением воды сжатым воздухом (оросители комбинированного действия — туманообразователи).

На горных предприятиях наибольшее распространение получили оросители механического действия. В зависимости от принципа работы они могут быть разделены на две группы: 1) оросители вихревого действия и 2) ударного действия.

У оросителей первой группы вода дробится под действием центробежной силы, развивающейся при движении воды по специальным винтовым каналам; у второй — благодаря удару струи о специальный отражатель или удару струи о струю.

На рис. 43 показана схема устройства оросителя вихревого действия конструкции МакНИИ. Ороситель работает следующим образом. Вода по штуцеру *1* и внутреннему каналу турбинки *2* поступает внутрь стакана, затем по канальцам на торцовой стороне турбинки

попадает внутрь камеры. Благодаря особому расположению каналь-цев вода получает вихревое движение и с силой выбрасывается из отверстия сопла *3*, раздробляясь на мельчайшие капельки.

Ороситель конструкции МакНИИ дает факел зонтичного типа диаметром 3 *м*. Дальнобойность струи 3 *м*. Расход воды при диаметре спрыска 2 *мм* составляет 1,5 *л/мин*.

На рис. 44 показаны конструкции оросителей типа ОК-1 * (ороситель конусный, модель первая) и типа ОЗ (ороситель зонтичный). Ороситель ОК-1 изготовляется из полиамидной смолы и состоит из полого корпуса и винтообразной завихряющей вставки, позволяющей создать оросительный факел в виде сплошного конуса.

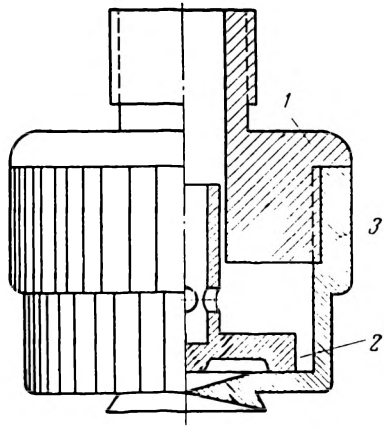


Рис. 43. Схема устройства оросителя вихревого действия конструкции МакНИИ

Ороситель типа ОЗ состоит из полого конуса и турбинки, изготовляется также из полиамидной смолы. Он отличается небольшими габаритами, малой износоустойчивостью и высокой степенью диспергирования воды. Оросители этого типа выпускаются двух типоразмеров: ОЗ-1 и ОЗ-2, имеющих различные параметры факела и разный расход воды. К оросителям ударного действия относятся оросители типа РС, ороситель конструкции Григорьева, плоскоструйные оросители конструкции МакНИИ (ПФ-75).

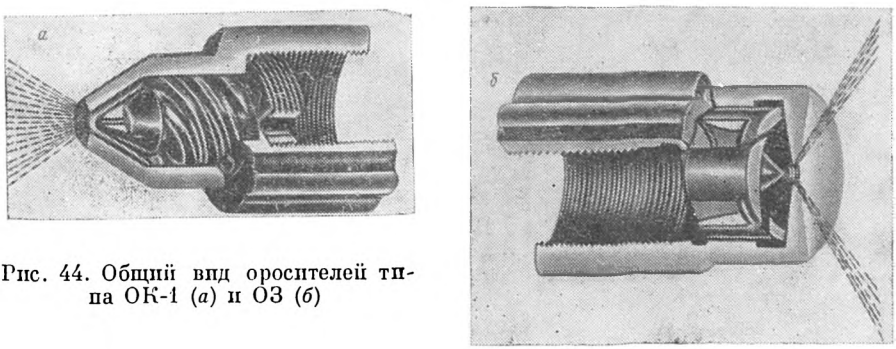


Рис. 44. Общий вид оросителей типа ОК-1 (*а*) и ОЗ (*б*)

На рис. 45 показан ороситель РС конструкции ЦНИГРИ. При включении его в магистраль вода поступает по трубчатому угольнику

* Оросители типа ОК-1 и ОЗ приняты к серийному производству со II квартала 1965 г. Свердловским заводом горноспасательного оборудования.

в камеру распылителя и через кольцевой зазор, образуемый стержнем регулятора и кольцевым сужением диффузора, в малую цилиндрическую камеру корпуса. Различные сечения канала в корпусе позволяют получать переменную скорость движения струи и обеспечивают

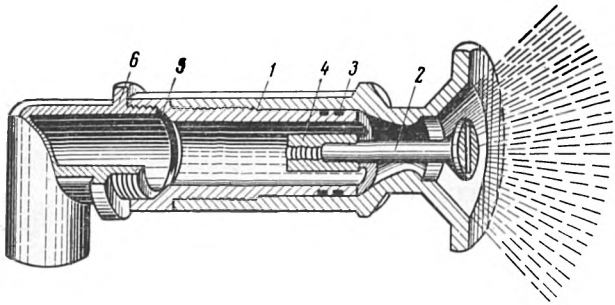


Рис. 45. Схема оросителя типа РС конструкции ЦНИГРИ:
1 — корпус оросителя; *2* — стержень-регулятор; *3* — сальник; *4* — втулка; *5* — штуцер; *6* — угольник

процесс перемешивания ее перед выбросом. Форма струи при выбросе изменяется от компактной — при максимальном открытии щели до зонтичной — при ширине щели 1 *мм* и меньше.

Преимущества оросителей механического действия: простота конструкции; отсутствие необходимости в постоянном надзоре и регу-

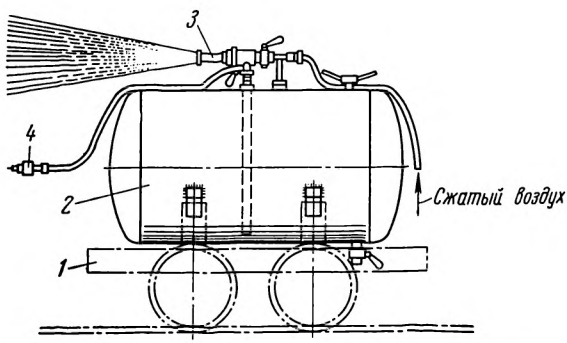


Рис. 46. Туманообразователь ТОН-3 конструкции ЦНИГРИ:
1 — рама; *2* — металлический резервуар емкостью 500—1000 $м^3$; *3* — туманообразующая головка; *4* — оросительная головка

лировании; меньшая опасность засорения в связи с большим сечением проходных отверстий.

Недостаток: меньшая степень диспергирования воды по сравнению с оросителями комбинированного действия. Из оросителей комбинированного действия наиболее применимы туманообразователи конструкций ЦНИГРИ (ТОН-3, ТОН-5), Криворожского

НИГРИ (НИГРИ-К-3), УНИПРОмедь (САШУ-М; НТУ-2 и НТУ-6), Иргиредмет, ИГД АН Каз.ССР и др. Туманообразователи ТОН-3 (рис. 46) и ТОН-5 (рис. 47) предназначены для пылеподавления при взрывных работах.

Туманообразователем ТОН-3 обычно пользуются в выработках, где нет водяной магистрали. Расход воды 5 *л/мин*, а расход сжатого воздуха 2,5 *м*³/*мин*. Размеры факела: длина 3—15 *м*, поперечный диаметр 1—3 *м*.

Соединительная и перфорированная втулки туманообразователя ТОН-5 образуют в собранном виде камеру смешения воды и воздуха. Благодаря наличию большого числа отверстий в перфорированной втулке сжатый воздух разбивает воду в камере смешения на мельчайшие частицы и выбрасывает их через кольцевой зазор между регулирующей головкой и втулкой.

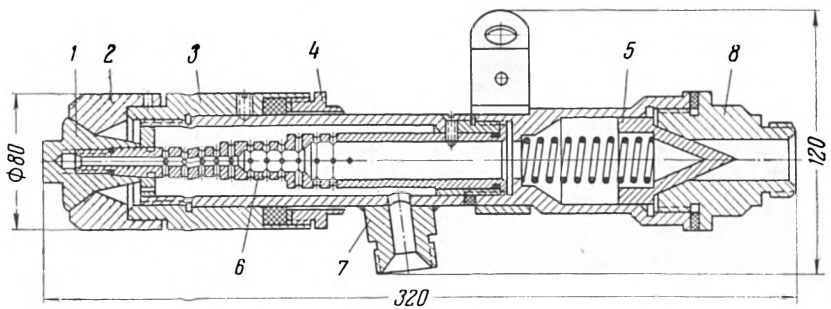


Рис. 47. Туманообразователь ТОН-5 конструкции ЦНИГРИ:

1 — конусная гайка; *2* — головка регулирующей втулки; *3* — регулирующая втулка; *4* — соединительная втулка; *5* — обратный клапан; *6* — распылительная перфорированная втулка; *7* — водоподводящий штуцер; *8* — воздухоподводящий штуцер

Тонкость распыления воды при выбросе регулируется изменением объема воды и воздуха кранами; чем меньше отношение объема воды к объему воздуха, тем выше степень распыления.

Туманообразователь ТОН-5 дает компактный факел диаметром от 1 до 4 *м*, длина факела 3—15 *м*, расход воды 5 *л/мин*, а сжатого воздуха 2,5 *м*³/*мин*. Туманообразователи ТОН-5 серийно изготовляются московским заводом «Геоприборцветмет».

Туманообразователь НТУ-2 (рис. 48) предназначен для орошения пыле-газового облака, образующегося после взрыва при проходке горнокапитальных, подготовительных и нарезных выработок. Форма факела — сплошной конус, дальнобойность 20—25 *м*, диаметр факела 4—5 *м*.

На рис. 49 показана схема устройства туманообразователя типа ВВРШ (воздушно-водяной распылитель шахтный).

Конструктивная особенность туманообразования ВВРШ и туманообразователя АСШУ-М заключается в автоматическом включении под действием взрывной волны пробкового крана, жестко связанного рычагом с флажком. При взрывании шпуров ударом взрывной волны

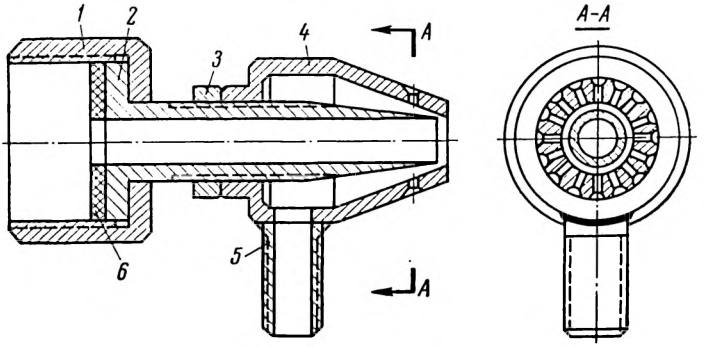


Рис. 48. Туманообразователь НТУ-2 конструкции Унипромедь:

1 — накидная гайка для присоединения к магистрали со сжатым воздухом; *2* — внутреннее сопло; *3* — упорная гайка; *4* — наружное сопло; *5* — штуцер для подачи воды; *6* — прокладка

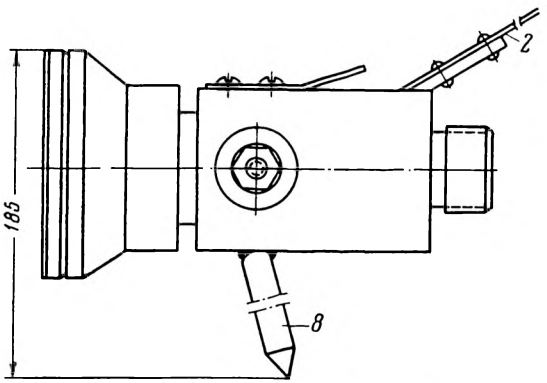
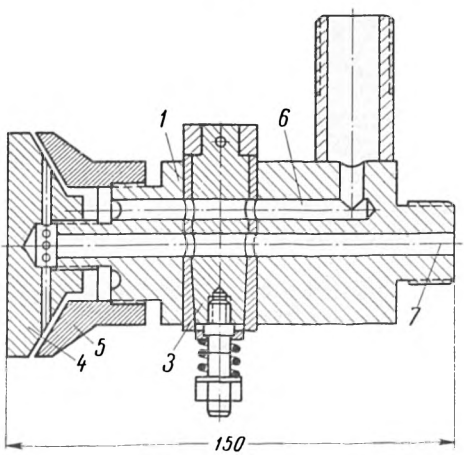


Рис. 49. Туманообразователь типа ВВРШ с автоматическим включением:

1 — корпус; *2* — флажок; *3* — пробковый кран; *4*, *5* — передний и задний конусы; *6* — канал для подвода сжатого воздуха; *7* — канал для подачи воды; *8* — скобы для закрепления оросителя на стойке крепи или в деревянной пробке, забитой в короткий шпур



флажок откидывается в крайнее заднее положение и открывает кран. При этом сжатый воздух и вода поступают в зазор между передним и задним конусами, образуя водяной туман.

Основными достоинствами оросителей комбинированного действия являются их высокая дальнобойность (до 15 *м*) и большая степень распыления воды. Недостатки: необходимость в постоянном надзоре и регулировании в связи с колебаниями давлений воды и сжатого воздуха; опасность получения сверхтонких туманов при снижении подачи воды и сдувание пыли со стен выработок при прекращении подачи воды в результате засорения.

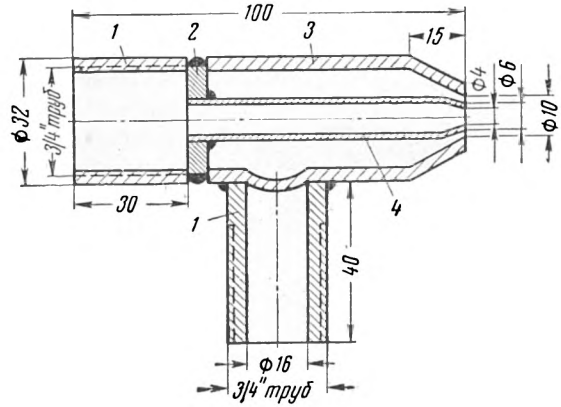


Рис. 50. Ороситель ТУ-6 конструкции Унипромедь:
1 — штуцер; *2* — шайба; *3* — корпус; *4* — трубка

Для повышения эффективности пылеподавления методом орошения, упрощения конструкции существующих туманообразователей и улучшения их эксплуатационных качеств институтом Унипромедь и работниками производства разработан ряд новых типов оросителей. Один из таких оросителей ТУ-6 показан на рис. 50.

В оросителе ТУ-6 вода подается по внутренней трубе [65], а сжатый воздух — в корпус. При этом смешивание происходит не внутри оросителя, а при истечении из него. Выходящий сжатый воздух частично эжектирует и диспергирует воду. Другая особенность оросителя ТУ-6 состоит в том, что при внезапном прекращении подачи сжатого воздуха вода в воздушную магистраль не попадает, а при прекращении подачи воды — не попадает сжатый воздух.

Ороситель ТУ-6 дает высокую степень распыления воды и факел большой длины (до 10 *м*). Расход воды 6—8 *л/мин* при давлении в пределах 1 *ат* сжатого воздуха 3 $м^3/мин$ при давлении 5—6 *ат*.

Ороситель ТУ-6 прост в изготовлении, надежен в работе, не нуждается в точном регулировании при поступлении в него указанного количества воды и сжатого воздуха. Регулирование подаваемых в туманообразователь количеств воды и сжатого воздуха производится при помощи вентилей, имеющихся в водопроводной и воздушной магистралях.

Работниками Зыряновского свинцового комбината разработана конструкция универсального оросителя, позволяющего создавать при необходимости крупное распыление воды и тонкий туман.

На рис. 51 показана конструкция этого оросителя.

Крупное распыление воды в нем достигается, как и в тангенциальном оросителе за счет вихревого движения воды; при переходе на режим туманообразования включается сжатый воздух, который разбивает воду в критическом сечении сопла Лаваля на мельчайшие частицы.

Важное преимущество оросителя в том, что на режиме туманообразования, вследствие истечения водо-воздушной смеси из сопла со сверхзвуковой скоростью, динамический напор смеси создает

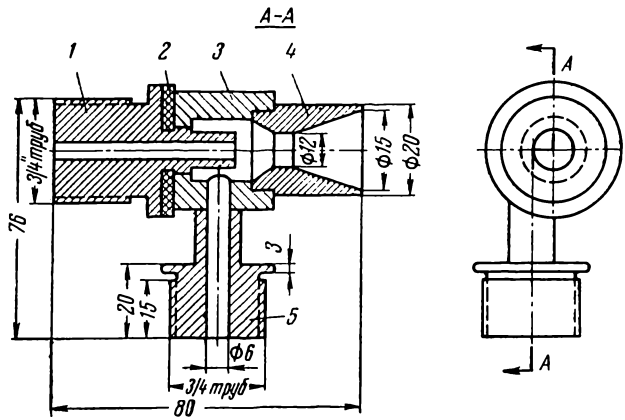


Рис. 51. Универсальный ороситель конструкции Зыряновского полиметаллического комбината:

1 — штуцер для подключения сжатого воздуха; *2* — контргайка; *3* — корпус; *4* — насадка; *5* — водяной штуцер

эжекцию в выработке и увеличивает скорость движения общего воздушного потока почти в 2 раза. Длина факела водо-воздушной смеси достигает 15—18 *м*. Расход воды 1—4 *л/мин* при давлении 2—3 *ат* и сжатого воздуха 0,8—3 $м^3/мин$ при давлении 2—6 *ат*. Установка оросителей данного типа в скреперных ортах позволила достичь санитарных норм запыленности при скреперовании и сократить время проветривания этих выработок после взрывания негабаритов в 2—3 раза.

В подземных горных выработках требуется регулярно производить орошение:

1) стенок и кровли выработок при бурении и перед взрыванием забоя;

2) пыле-газовых облаков, образующихся при взрывных работах;

3) отбитой горной массы перед погрузкой и в процессе погрузки;

4) отбитой руды в постоянных местах погрузки и транспортирования;

5) запыленных исходящих струй, если они используются для проветривания смежных выработок;

6) вентиляционных струй на главных откаточных выработках;

7) мест постоянной разгрузки вагонеток;

8) пунктов погрузки вагонеток из люков капитальных рудоспусков.

Орошение стенок и кровли сухих или слегка влажных выработок производят во всех действующих забоях на протяжении 10 *м* от забоя перед началом бурения и на протяжении 15 *м* перед взрыванием.

Орошение пыле-газовых облаков производят для подавления пыли и ядовитых газов, образующихся при взрывных работах. Его осуществляют следующим образом: до начала взрывания шпуров [75] в выработке с помощью туманообразователя создается водяной туман, который к моменту взрыва образует в ней сплошную завесу длиной 30—50 *м*. В момент взрыва шпуров температура воздуха в призабойном пространстве повышается и воздух перенасыщается водяными парами. Поступающий же в выработку холодный туман снижает температуру воздуха. Вследствие этого происходит конденсация влаги на пылинках и стенках выработки. Пыль увлажняется, коагулирует, утяжеляется и выпадает из воздуха. Одновременно с осаждением пыли снижается и содержание ядовитых газов, так как они частично растворяются во влажном воздухе. Для орошения пылегазового облака целесообразно применять оросители комбинированного действия, так как ими можно достичь необходимую степень распыления воды. При пылеосаждении большое значение имеют размеры частиц водяного тумана. Наилучший эффект осаждения пыли достигается, если частицы тумана имеют размеры 15—50 μ. При частицах больших размеров улавливание пыли затруднительно из-за обтекания их мелкими пылинками вместе с потоком воздуха, а при размерах частиц, меньших чем 15 μ, капли воды испаряются, не успев осесть на стенки и почву выработки.

Для эффективного и быстрого осаждения пыли расположение туманообразователей должно быть таким, чтобы струя водяного тумана была направлена навстречу движению пыле-газового облака, а факел распыленной воды полностью перекрывал сечение выработки.

На основании наблюдений установлено, что орошение пылегазового облака в течение 30 *мин* после взрыва снижает запыленность в 15—20 раз, а содержание ядовитых газов — в 2—3 раза.

Высокий эффект снижения запыленности воздуха орошением достигается при использовании смачивающих добавок. Смачивающие добавки способствуют лучшему смачиванию пыли и сокращают расход воды на орошение в 2 раза и более.

В последнее время на ряде рудников широко применяют гидроминный способ улавливания пыли при взрывных работах. Сущность этого способа заключается в образовании водяного тумана в призабойном пространстве путем взрывания заряда в жидкой среде.

При этом распыление воды осуществляется взрыванием заряда в полихлорвиниловых мешках, наполненных пылесмачивающим раствором, или взрыванием заряда в углублении — яме, расположенной перед забоем и наполненной этим же раствором.

В первом случае перед взрыванием шпуров несколько полихлорвиниловых мешков (емкостью 25—30 *л*) наполняют водой или пылесмачивающим раствором. В каждый мешок опускают по одному патрону-боевику в водонепроницаемой оболочке. Приготовленные таким образом мешки подвешивают к кровле выработки или крепи. Число мешков на одно взрывание принимается из расчета размещения 200 *л* пылесмачивающего раствора. Для создания водяного тумана по всей длине призабойной зоны мешки подвешивают в два ряда на расстоянии 2—3 *м* и 10—12 *м* от забоя. Взрывание зарядов в мешках осуществляется одновременно с зарядами во врубовых шпурах. Вода при взрыве распыляется на мельчайшие капли, образуя плотную завесу тумана.

Во втором случае также до начала взрывных работ на расстоянии 0,5—1 *м* от забоя в почве выработки устраивается углубление емкостью 200 *л* (площадь 700 × 700 *мм* и глубина 400 *м*), в которое наливается пылесмачивающий раствор и опускается один патрон ВВ в водонепроницаемой оболочке с электродетонатором мгновенного действия или капсюлем-детонатором с огнепроводным шнуром. Раствор распыляется непосредственно перед взрыванием врубовых шпуров. При этом образуется плотная завеса из мельчайших частичек водяного тумана. Этот способ подавления пыли весьма простой, не требует больших затрат, позволяет использовать большие объемы пылесмачивающего раствора при относительно высокой эффективности его действия. Так, затраты при этом способе в забое сечением 6 $м^2$ [32] составляют 3 коп. на 1 $м^3$ взорванной горной массы в целике. Это почти в 5 раз меньше, чем при первом способе, и несколько меньше обеспыливания с помощью туманообразователей.

Орошение руды при скреперной доставке осуществляется оросителями механического действия путем установки их у дучки, над скреперной дорожкой и у рудоспуска. Для повышения надежности работы оросителей применяется автоматизация процесса их включения и выключения. На рис. 52 показано автоблокировочное устройство к пневматическим лебедкам, применяемое на полиметаллическом руднике при скреперной доставке. Блокировка подачи пылесмачивающего раствора к оросителям [32] осуществляется в нем за счет перемещения золотника *2*, который с одной стороны полый, а с другой стороны имеет уплотнительную манжету *4* с шайбой *3*. Сжатый воздух из магистрали подводится к корпусу *1* со стороны полой части золотника, а пылесмачивающий раствор — с противоположной стороны. Штуцера *5* соединяются соответственно с патрубком, подводящим воздух к двигателю лебедки и трубопроводу, по которому поступает вода к форсункам. Если вода не включена, то золотник под давлением сжатого воздуха перемещается в крайнее правое положение и перекрывает воздухопроводный канал к штуцеру *5*,

при этом двигатель лебедки не работает. При включении воды под давлением 3 *ат* золотник перемещается в крайнее левое положение, а воздухо- и водопроводные каналы в корпусе сообщаются с каналами в штуцерах; при этом включается двигатель, а к оросителям нагнетается пылесмачивающий раствор.

Борьба с пылеобразованием при дроблении негабаритов осуществляется предварительным орошением стенок и кровли выработок перед взрыванием и созданием водяного тумана в момент взрыва. При этом применяются оросители механического действия с компактной струей воды.

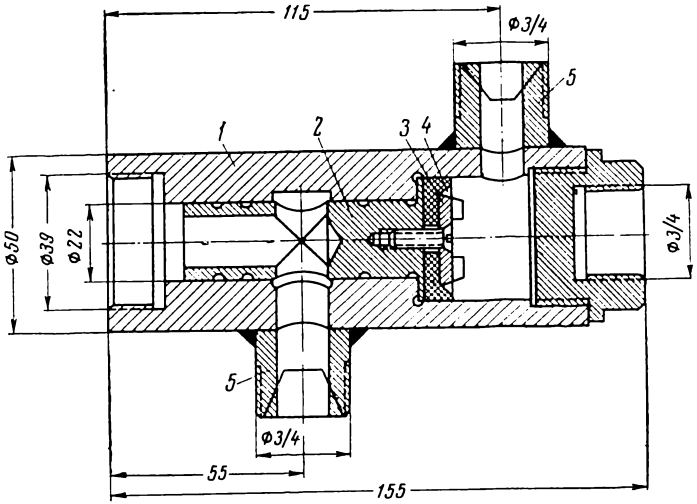


Рис. 52. Автоблокировочное устройство к пневматическим лебедкам 2 СЛП-7

Кроме того, пылеподавление при взрывании негабаритов может производиться применением внешней водяной забойки. Специальные исследования И. С. Поповича (Криворожский филиал ИГД им. М. М. Федорова) показали, что применение внешней забойки при взрывании негабаритов позволяет снижать запыленность воздуха в 10—12 раз. При этом оптимальное соотношение веса воды к весу накладного заряда должно быть равно 2 1.

В качестве оболочек для патронов водяной забойки могут применяться двухслойные пакеты из плотной бумаги емкостью 5—10 *л*, склеенные водоустойчивым клеем, или пакеты из синтетических материалов (полихлорвинила и т. д.). Для увеличения эффективности пылеулавливания необходимо, чтобы пакеты с водой имели большую площадь контакта с зарядами ВВ.

При выпуске руды из люков на период погрузки вагонетки орошение производят оросителями механического действия, преимущественно оросителями конструкций МакНИИ. Работа блокируется с затвором люка.

При транспортировании сухой или недостаточно увлажненной руды и породы для предотвращения сдувания производят орошение. Для этого на пути движения составов в отдельных местах устраивают оросительные станции для повторного орошения.

Автоматизация включения и выключения оросителей может осуществляться по схеме Свердловского института охраны труда (рис. 53) с применением электромагнитного вентиля ЭМВ-2. При движении электровоз своим токоприемником замыкает контакты $КТ_1$ главного электромагнита *1*. Происходит втягивание плунжера и соединенного с ним золотникового клапана, открывающего проход для воды. При достижении плунжером крайнего верхнего положения шариковая защелка стопорит клапан вентиля в открытом положении.

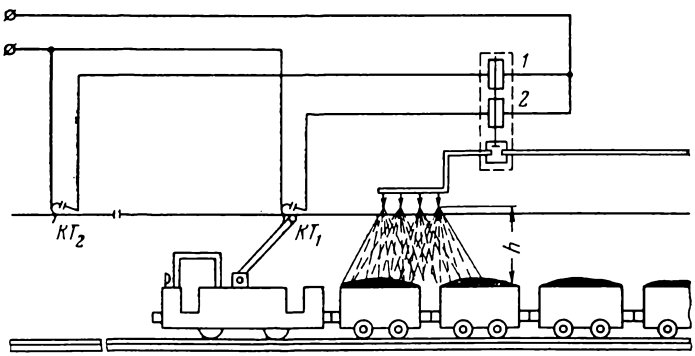


Рис. 53. Схема автоматического включения и выключения при орошении груженых составов

Оросительная станция включена. При дальнейшем движении электровоза токоприемник замыкает контакты $КТ_2$, которые подают ток в цепь электромагнита защелки *2*. Колокольчик втягивается, освобождает шарики и клапан под действием пружины возвращается в исходное положение, перекрывая водяную магистраль. Оросительная станция выключена. Расстояние между контактами $КТ_1$ и $КТ_2$ равно длине состава. Аналогичная схема с электромагнитным клапаном гидроорошения, которая срабатывала от рельсового датчика, испытана на руднике им. К. Либкнехта (Криворожский бассейн). Испытания показали хорошие результаты [66]. Орошение и смывание пыли со стенок и кровли откаточных выработок производится передвижными оросительными установками или поливочными машинами. Известно много конструкций этих машин. На рис. 54 показана схема поливочной машины, широко применяемая на полиметаллических рудниках Средней Азии.

Подача воды в распылительный коллектор (дугу с оросителями) осуществляется шестеренчатым насосом, приводимым в действие от оси полуската при движении каретки вагонетки. Производительность машины до 4800 *л/ч* при скорости движения электровоза 5 *км/ч*. За один рейс машина поливает до 10 тыс. $м^2$ выработки.

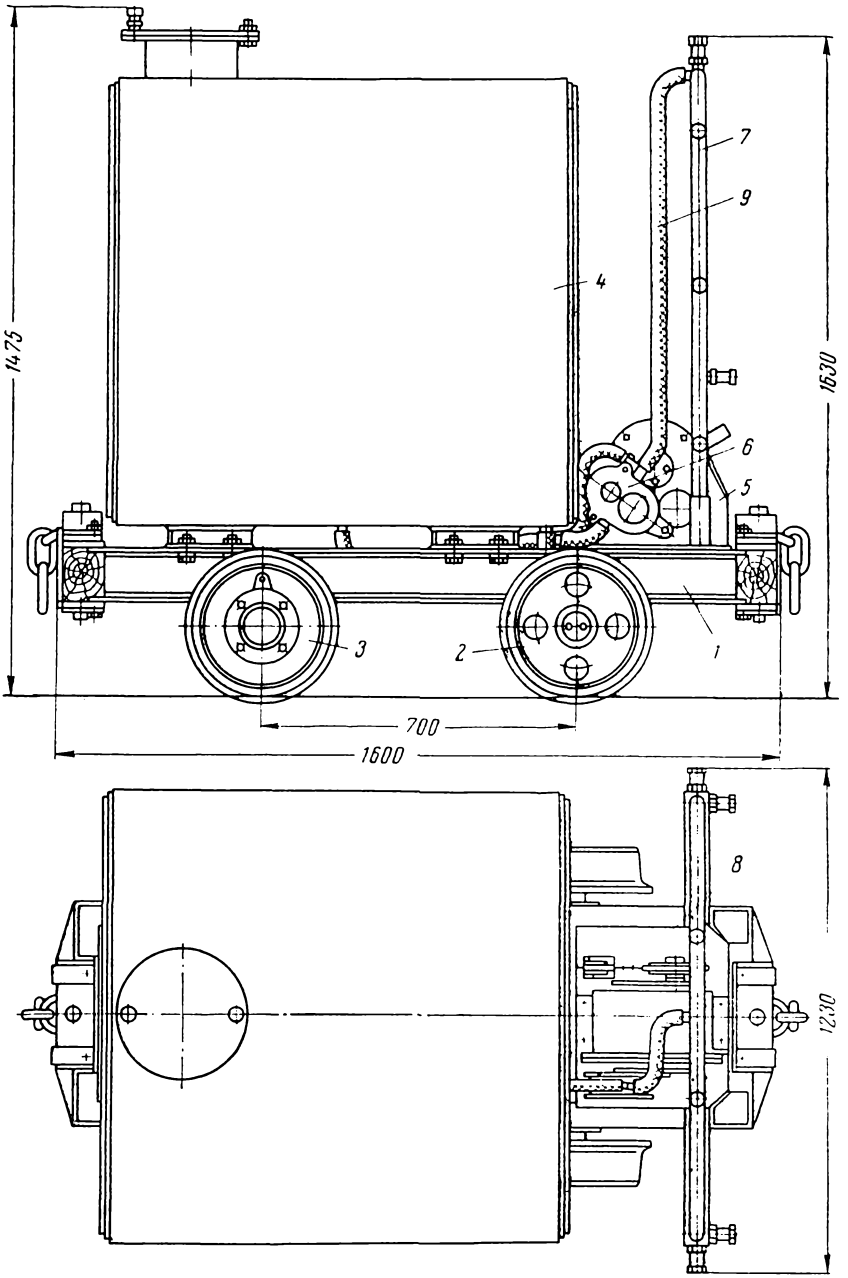


Рис. 54. Схема поливочной машины:

1 — рама; *2* — полускат приводной; *3* — полускат; *4* — бак емкостью 960 *л*; *5* — редуктор; *6* — насос шестеренчатый; *7* — коллектор с 15 оросителями; *8* — роликовая цепь; *9* — шланг

Для орошения постоянных мест разгрузки и погрузки (бункеров дозаторных устройств) устанавливаются оросители механического действия. Оросители размещают с учетом конструктивных особенностей и габаритов бункеров и рудоспускных устройств, но при

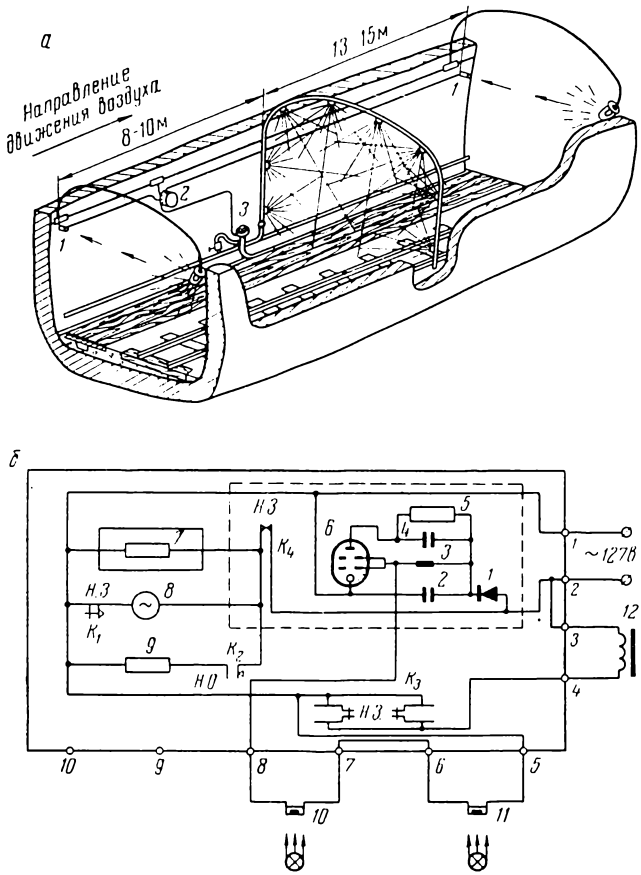


Рис. 55. Автоматически управляемая водяная завеса:

а — схема расположения аппаратуры: *1* — фотосопротивления ФСД; *2* — командный аппарат КА; *3* — электроклапан ЭК-6; *5* — принципиальная схема автоматически управляемой водяной завесы: *1* — полупроводниковый диод Д7-Ж; *2* — конденсатор КБГ-И; *3* — сопротивление МЛК; *4* — конденсатор МБМ; *5* — реле РКМ-1; *6* — безнакальный тиратрон ТХЗ-Б; *7* — электромагнит ПТ-100; *8* — электродвигатель СД-2; *9* — реле РПТ-100; *10* и *11* — фотосопротивление ФСД; *12* — электроклапан ЭК-6; K_1 — K_4 — контакты

обязательном перекрытии факелами всей площади устья бункера или рудоспуска. Для получения наибольшего обеспыливающего эффекта оросители включаются в работу одновременно и действуют в течение всего времени разгрузочных операций.

Для очистки воздуха, поступающего с поверхности и проходящего по выработкам, используют *водяные завесы*, которые устанавливают в откаточных выработках всех горизонтов, на путях движения

воздуха с одного участка на другой, а также на исходящих вентиляционных струях.

Однако постоянно действующие водяные завесы обладают существенным недостатком. При движении по выработкам с водяными завесами рабочие вынуждены или перекрывать их, или работать в мокрой спецодежде, что может привести к простудным заболеваниям. Одним из средств устранения этого недостатка и повышения эффективности водяной завесы является автоматизация ее включения и выключения при движении транспорта и проходе людей, что исключает субъективное влияние человека на работу завесы.

На рис. 55 показаны общий вид и принципиальная схема автоматического управления водяной завесой, применяемой на некоторых полиметаллических рудниках.

Схема состоит [32] из фотосопротивления *ФСД* или *ФСК*, датчика импульсов, собранного на бесканальном тиратроне ТХ-3Б, реле времени Е-52, исполнительного механизма — электромагнитного клапана ЭК-6.

В последнее время разработан новый метод осаждения пыли с помощью распыленной электризованной воды. Распыленная в выработке электризованная вода, взаимодействуя с пылевыми частями, интенсифицирует осаждение тонкодисперсных фракций пыли, не захватываемых каплями обычной воды [28]. Установка для обеспыливания воздушных потоков по этому методу состоит из четырех одинаковых секций, размещаемых у кровли выработки. Каждая секция включает 10 гидропневматических форсунок и устройства для электризации распыленной воды. Питание установки осуществляется от высоковольтного выпрямительного агрегата АПР-1.

Проведенные испытания на Березовском руднике показали, что при электризации воды остаточная запыленность в 2,2 раза ниже по сравнению с орошением потока аэрозолей незаряженной водой.

При одинаковой эффективности пылеулавливания расход электризованной воды в 3—4 раза меньше, чем обычной воды. Стоимость очистки воздуха (затраты на сжатый воздух, воду, электроэнергию, заработную плату) составляет 1,1 коп. на 1000 $м^3$ очищенного воздуха, из них 88% приходится на стоимость сжатого воздуха.

Вентиляция — как средство борьбы с рудничной пылью

Вентиляция — одно из основных средств борьбы с рудничной пылью. Эффективное проветривание подземных выработок при использовании других средств обеспыливания позволяет резко снизить запыленность воздуха как в отдельно действующих забоях, так и в целом по руднику.

Для эффективного использования вентиляции для борьбы с рудничной пылью необходимо:

1) применение не только на силикозоопасных, но и на всех шахтах со значительным пылеобразованием искусственного проветривания подземных выработок;

2) чтобы количество подаваемого в шахту воздуха обеспечивало не только разжижение и вынос вредных и ядовитых газов, но и тонкодисперсной пыли;

3) чтобы в рудник поступал только чистый незапыленный воздух (согласно предварительной рекомендации отдела аэрологии ИГД им. А. А. Скочинского, запыленность поступающего воздуха при выходе его из околоствольного двора должна быть не выше 0,2 *мг/м*^{3});

4) обособленное проветривание каждого выемочного участка (блока) с отводом отработанных струй непосредственно на вентиляционный горизонт.

Воздух, поступающий для проветривания в участки и блоки, должен содержать не более 0,5 *мг/м*^{3} пыли.

Подачу воздуха в шахту часто осуществляют по основным стволам, служащим для выдачи горной массы, спуска и подъема людей и т. п. На промплощадке вблизи устьев этих стволов постоянно происходят разгрузка скипов, погрузка руды из бункеров в вагоны и другие операции, связанные с образованием пыли. Все это вызывает загрязнение поступающего в шахту воздуха. Так, по замерам Криворожского института гигиены труда и профзаболеваний и НИГРИ, запыленность воздуха на промплощадках ряда шахт Криворожского бассейна доходит до 3 *мг/м*^{3}, а в дни, когда скорость ветра достигает 4—5 *м/сек*, — до 5 *мг/м*^{3}.

Аналогичное наблюдается и на ряде шахт Урала. По данным Ф. Н. Рыжкова и Б. А. Семененко (институт Унипромедь), запыленность воздуха, подаваемого в стволы на некоторых медноколчеданных рудниках, достигает 1—1,5 *мг/м*^{3}, т. е. превышает более чем в 5 раз установленную норму (0,2 *мг/м*^{3}).

При прохождении воздуха по выработкам содержание пыли в нем возрастает до 4 *мг/м*^{3}. Это, как правило, преимущественно тонкодисперсная пыль. Вполне очевидно, что в этих случаях снижение концентрации пыли в горных выработках до санитарной нормы в 2 *мг/м*^{3} не представляется возможным. Поэтому возникает необходимость в обеспыливании подаваемого в рудник воздуха.

Институтом Унипромедь на основе проведенных исследований доказана целесообразность подачи воздуха в рудник с высоты 30—35 *м* от уровня земли, так как концентрация пыли на этой высоте не превышает 0,2—0,3 *мг/м*^{3}.*

При этом возможны три схемы подачи воздуха (рис. 56).

По первой схеме (рис. 56, *а*) воздух подается через верхнюю часть копра *1*, изолированного от надшахтного здания. Источники пыли в надшахтном здании локализуются аспирационными установками с обеспыливанием отсасываемого воздуха. Для надежной изоляции станка копра от надшахтного здания наряду с обшивкой копра листовой сталью устанавливаются герметичные двери *2* на посадочных и грузовых площадках.

---

* По данным замеров Б. А. Семененко.

При второй схеме (рис. 56, *б*) воздух подается в ствол шахты ниже нулевой отметки по специальной трубе *1* высотой 35—40 *м*, расположенной от надшахтного здания *2* на расстоянии 50—60 *м*.

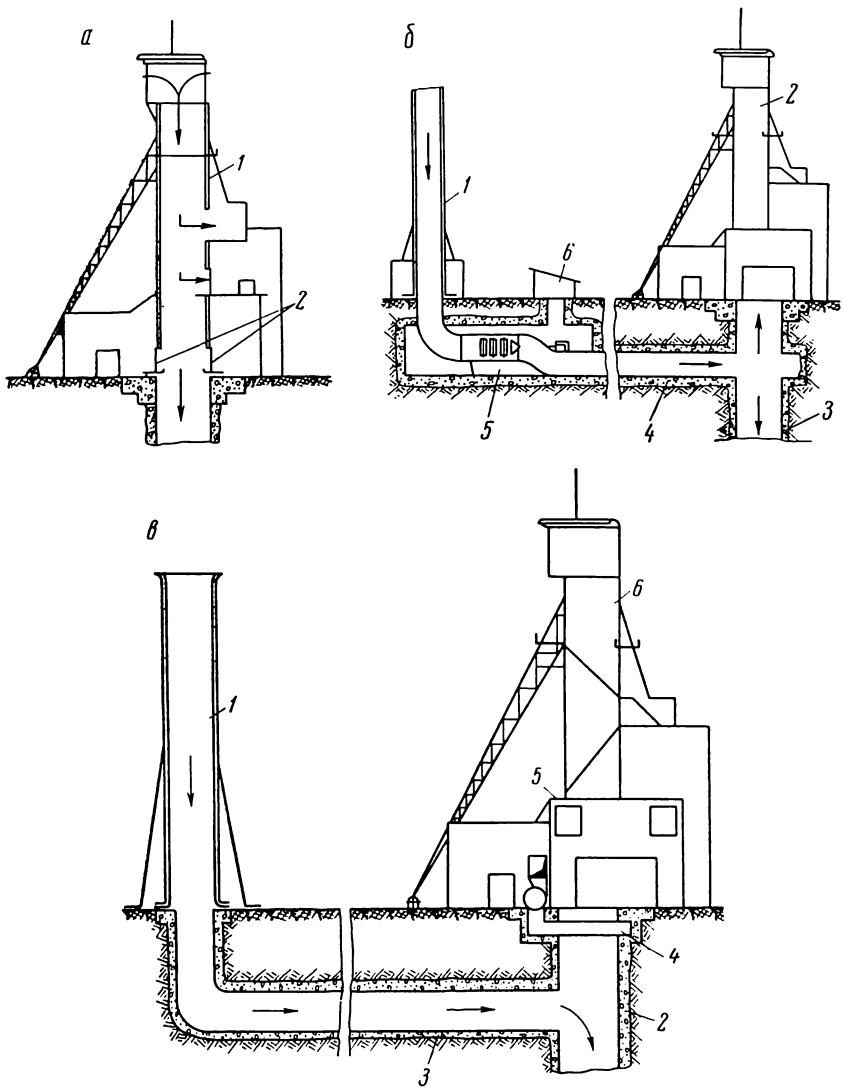


Рис. 56. Схемы подачи воздуха в рудник

Воздухопадающая труба соединяется со стволом *3* выработкой *4*, в которой установлен вентилятор *5*. Выработка *4* сообщается с калориферной установкой *6*.

По третьей схеме (рис. 56, *в*) воздух поступает в рудник, как и при второй, через специальную воздухозаборную трубу *1*,

сообщающуюся со стволом *2* выработкой *3*. Рудник проветривается всасывающим способом. Для предотвращения поступления пыли от источников ее образования, расположенных в надшахтном здании *5* и копре *6*, в устье ствола устанавливается рециркуляционная воздушная завеса *4*.

Во всех вариантах предусматривается осуществление следующих мероприятий: 1) благоустройство и озеленение промплощадки; 2) систематическое орошение дорог и площадки; 3) оборудование аспирационных установок в местах пылеобразования в надшахтном здании.

Подача воздуха по первой схеме осуществлена на Дегтярском медном руднике. В результате проведенных работ запыленность воздуха, подаваемого в рудник, снизилась до 0,3—0,4 *мг/м*^{3}. Вторая и третья схемы подачи воздуха рекомендуются для вновь строящихся рудников и шахт.

Однако наиболее целесообразным следует считать подачу воздуха в рудник по специальным вентиляционным или вспомогательным стволам, не связанным с грузовыми околоствольными дворами. От этих стволов воздух должен доходить до рабочих мест по коротким путям, минуя возможные источники пылеобразования. Преимущество такого способа подачи свежего воздуха проверено на опыте работы ряда крупных рудников. На шахте «Гигант» для подачи воздуха в течение ряда лет используется клетевой ствол. Подача воздуха для проветривания рудника им. М. С. Кирова также осуществляется по стволам, служащим только для вентиляции.

Для очистки вентиляционных потоков от пыли на шахтах (рудниках) широко применяют водяные завесы. Однако они не могут обеспечить снижение запыленности воздуха до требуемого уровня. Поэтому возникла необходимость в создании эффективных средств обеспыливания вентиляционных потоков, основанных на современных методах физики и физической химии. Прежде всего необходимо отметить установки, основанные на использовании электрического метода улавливания пыли (электрофильтры). Известны несколько конструкций рудничных электрофильтров: ИЭФ-1 и НЭФ-2 конструкции ИГД им. А. А. Скочинского; ЭПМ-55 — ВНИИцветмета; ЭПО или РЭФ-10 — ИГД АН Каз.ССР и ВНИИцветмета; РИОН-3, 4 — Унипромедь и др.

В 1963 г. Центральной комиссией по борьбе с силикозом были организованы сравнительные испытания указанных электрофильтров. В результате испытаний были установлены преимущества электрофильтров ЭПМ-55 и ИЭФ-2. Государственной комиссией они были рекомендованы для промышленного изготовления.

Электрофильтр ЭПМ-55 представляет собой горизонтальный двухполюсный аппарат, работающий в сочетании с оросительной системой. Активная часть электрофильтра (рис. 57) представляет собой систему чередующихся осадительных *3* и коронирующих *4* электродов. Осадительные электроды выполнены из трубок овальной формы, установленных против каждого коронирующего электрода. Трубки собраны в одинаковые плоские пакеты (по три электрода в каждом),

свободно выдвигаемые в корпус *1* фильтра со стороны входа и выхода потока воздуха. Коронирующие электроды натягиваются между осадительными электродами специальными пружинами, приваренными к коромыслам *5*. На входе и выходе потока воздуха фильтр снабжен сетчатыми дверцами *2*, сблокированными с включением напряжения.

Вся система коронирующих электродов посредством рамы *6* опирается на опорно-проходные изоляторы *7*. Вентилятор *8*, нагнетая в изоляторную коробку *9* очищенный воздух, препятствует попаданию водяных капель в коробку. Влажность нагнетаемого

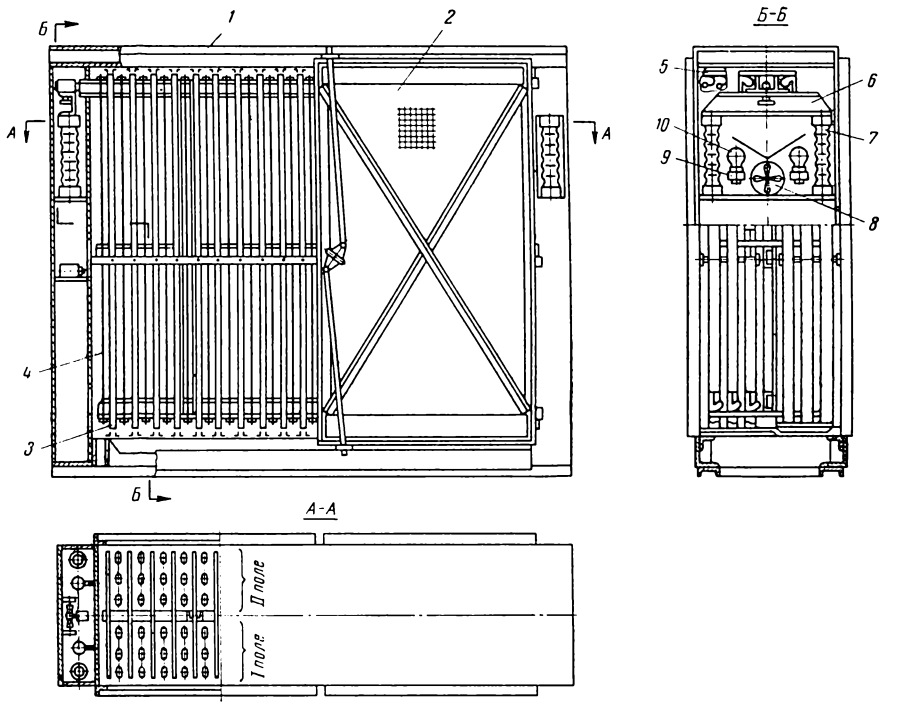


Рис. 57. Электрофильтр ЭПМ-55 конструкции ВНИИцветмет

воздуха снижается электрообогревателями *10*. Осадительные электроды и корпус фильтра заземлены и подключены к положительному полюсу высоковольтного выпрямителя питания электрофильтра. Коронирующие электроды подключены к отрицательному полюсу. Перед электрофильтром или на его дверцах со стороны входа воздуха устанавливаются форсунки, распыляющие воду навстречу движению воздушного потока.

Питание электрофильтра производится от серийно выпускаемого электроагрегата АФП-90-200. Работает электрофильтр следующим образом. Запыленный воздух перед входом в фильтр орошается форсунками, и образовавшийся пыле-водяной туман поступает

в аппарат. В электрическом поле коронного разряда частицы пыли и капельки воды получают электрические заряды и осаждаются на осадительных и частично на коронирующих электродах. Осевшая пыле-водяная смесь стекает с поверхности электрода в нижней части фильтра и далее по углублению в фундаменте — в водосточную канавку выработки. Электрофильтр ЭПМ-55 рассчитан на очистку 55 000 $м^3/ч$ воздуха. В настоящее время электрофильтры этого типа внедрены на рудниках Иртышского и Лениногорского комбинатов. Практика применения их на этих рудниках показала, что они обеспечивают высокую степень очистки воздуха (до 0,2 $мг/м^3$ и ниже). При этом очистка воздуха осуществляется при незначительном аэродинамическом сопротивлении (1—2 *мм вод. ст.*) и расходе электроэнергии 0,08—0,1 *квт·ч* на 1000 $м^3$ очищенного воздуха.

Ионизированный фильтр ИЭФ-2 по сравнению с электрофильтром ЭПМ-55 является сухим и может применяться в глубоких рудниках с повышенной температурой воздуха, при ограниченных расходах воды, а также в условиях вечной мерзлоты.

Мероприятия по обеспыливанию производственных помещений и бытовых комбинатов рудников

В системе профилактики пневмокониоза на рудниках важное значение имеют мероприятия по обеспыливанию производственных помещений и помещений бытовых комбинатов. Необходимо систематически убирать осевшую в них пыль. При этом для периодической уборки относительно небольших количеств пыли со стен и оборудования целесообразно применять передвижные установки, состоящие из вентилятора, гибкого шланга длиной 12—15 *м* и набора сопел; в больших помещениях со значительными скоплениями пыли — стационарные пылеулавливающие устройства.

В помещениях бытовых комбинатов основным источником загрязнения воздуха является спецодежда. В некоторых случаях во время пересмены концентрация пыли в этих помещениях достигает 25—30 $мг/м^3$. Поэтому необходимы мероприятия по обеспыливанию спецодежды. Пыль из спецодежды удаляется с помощью специальных машин и установок по обеспыливанию.

На рис. 58 показана схема такой установки, разработанной Пермским научно-исследовательским угольным институтом (ПермНИУИ)*. Она основана на пневмомеханическом способе обеспыливания. Для очистки одежды в нем используются цилиндрические вращающиеся щетки *3*, а также попеременно действующие струи сжатого воздуха, интенсивно обдувающие и встряхивающие одежду *5* о верхнюю и нижнюю решетки *1*. Струи сжатого воздуха подаются соплами *2*. Поступательное движение одежды через установку осуществляется под действием тех же пульсирующих струй и конвейера *4*.

* Канд. медицинских наук П. А. Колеватов и др. «Исследование параметров пневмомеханического способа обеспыливания спецодежды». Борьба с силикозом. Сб. статей, т. VII. Изд-во «Наука», 1967.

Ниже приведена техническая характеристика этой установки.

Производительность, *шт/ч*	150
Расход сжатого воздуха, *м³/мин*	6
Мощность электродвигателя, *квт*	2.8
Габариты, *мм*	2000×1120×1650
Вес, *кг*	600

Опытная партия установок ПермНИУИ выпущена Кизилевским рудоремонтным заводом.

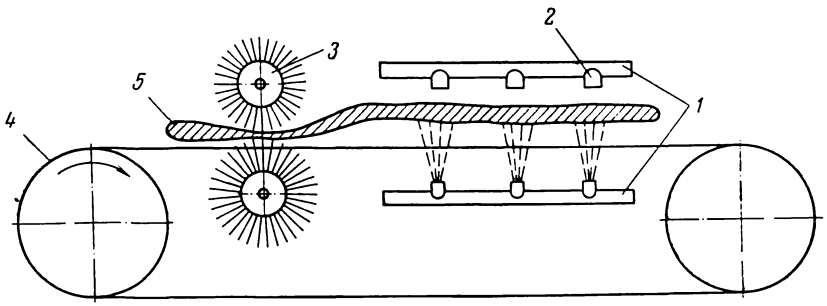


Рис. 58. Обеспыливающее устройство конструкции ПермНИУИ

Индивидуальная защита от пыли респираторами

Для индивидуальной защиты от пыли применяют противопылевые респираторы, которыми обеспечиваются все рабочие и технический надзор, занятые на работах, связанных с пылеобразованием. Известно много конструкций противопылевых респираторов: РН-16; РН-21; Ф-46, РПП-67; ПРШ-2-59; ПРБ-1, ПРБ-5 и др. Однако не все они получили практическое применение ввиду присущих им недостатков (значительный вес; относительно большой объем мертвого пространства *; неудовлетворительные лицевые части; значительный рост сопротивления вдоху в условиях большой запыленности и при большой физической нагрузке и др.).

Для дальнейшего улучшения конструкций респираторов Центральная комиссия по борьбе с силикозом установила новые требования к промышленным противопылевым респираторам.

Основные из них следующие.

1. Респиратор должен обеспечивать:

а) очистку воздуха от пыли до содержания ее в количествах, не превышающих предельно допустимой нормы;

б) сопротивление вдоху при одностороннем движении воздуха и расходе 30 *л/мин* в начале рабочей смены не выше 4 *мм вод. ст.*, а сопротивление выдоху не более 3 *мм вод. ст.* для бесклапанных и 5 *мм вод. ст.* — для клапанных респираторов.

---

* Пространство между полумаской и лицом.

2. Конструкция лицевых частей респиратора должна обеспечивать среднее содержание углекислого газа во вдыхаемом воздухе при работе средней тяжести не более 25%.

3. Респиратор должен ограничивать поле зрения не более чем на 25%.

4. Вес для респираторов с выделенным в самостоятельный конструктивный узел фильтрующим элементом должен быть не более 300 *г*, а для респираторов, совмещенных с корпусом лицевой части фильтрующим элементом, — не более 75 *г*.

Респиратор не должен стеснять движений при работе, раздражать кожу лица; он должен удобно и надежно крепиться на голове. Стоимость серийных респираторов должна быть невысокой, а их эксплуатация — надежной.

В последние годы созданы улучшенные конструкции противопылевых респираторов: бесклапанный респиратор ШБ-1 «Лепесток» и клапанный респиратор «Астра-2» конструкции Института биофизики Министерства здравоохранения СССР и Института физической химии им. Л. Я. Карпова, Ф-62Ш и У-2 конструкции Министерства химической промышленности СССР, РП-5 конструкции Научно-исследовательского института резиновой промышленности, НИГРИ-1 конструкции Криворожского НИГРИ и РПЦ-22 конструкции ЦНИГРИ. Все эти респираторы выгодно отличаются от выпускаемых до настоящего времени респираторов РПП-57, ПРБ-5, ПРШ-2 и др. В качестве фильтрующего материала в них использована ткань ФПП. Использование этой ткани, обладающей высокой пылезадерживающей способностью, позволило значительно уменьшить вес большинства конструкций респираторов и повысить коэффициенты пылезадержания при небольшом начальном сопротивлении дыханию.

По конструктивному оформлению [79] эти респираторы могут быть разделены на две группы:

1) респираторы со сменными гофрированными фильтрами, размещенными в фильтровальных коробках («Астра-2», НИГРИ-1 и Ф-62Ш); все эти респираторы многоразового действия и предназначены для длительного использования;

2) респираторы, в которых фильтром служит сама маска («Лепесток-200», «Лепесток-40» — бесклапанные; У-2 и РПЦ-22 с клапанами дыхания); они предназначены для кратковременного пользования.

Ниже приведено краткое описание указанных типов респираторов. Респиратор «Астра-2» (рис. 59, *а*) состоит из резиновой полумаски НПМ-2, двух коробок по бокам маски, в которых смонтированы сменные гофрированные фильтры и клапаны выдоха. В качестве фильтрующего материала используется ткань ФПП-15.

Респиратор НИГРИ-1 (рис. 59, *в*) состоит из резиновой полумаски с двумя клапанами вдоха и одним клапаном выдоха. Фильтрующий материал — ткань ФПП-15. Обтюратор трикотажный. Респиратор Ф-62Ш (рис. 59, *б*) состоит из резиновой полумаски ПР-7, одного

клапана вдоха и одного клапана выдоха. К верхнему клапану прикреплена фильтровальная коробка.

Респираторы марки «Лепесток» (рис. 60, *а*) выполнены в виде сплошной легкой полумаски; состоят из корпуса фильтра, помещенного между двумя слоями марли, резинового шнура, при помощи которого создается полусферическая форма респиратора и обеспечивается плотное прилегание респиратора к лицу, алюминиевой пластинки для обжатия верхнего края респиратора по форме переносицы, двух лямок для крепления респиратора на шее и винипластовой распорки, поддерживающей полусферическую форму респиратора. Цифры 200, 40 и 5 показывают, на какое количество предельно

Рис. 59. Противопыльные респираторы со сменным гофрированными фильтрами

допустимых концентраций высокодисперсной пыли (мельче 2μ) рассчитан респиратор.

Респиратор РПЦ-22 (рис. 60, *б*) состоит из полумаски в виде усеченного конуса из двух слоев нетканого материала фильтрокартона и одного слоя ткани ФПП. По центру полумаски вмонтирована выдыхательная трубка с резиновым клапаном. Обтюратор полумаски выполнен из мелкопористого пенополиуретана.

Для выявления области рационального применения различных конструкций респираторов и их физико-гигиенической характеристики Центральной комиссией по борьбе с силикозом были организованы сравнительные лабораторные и производственные испытания респираторов новых конструкций. Результаты этих испытаний приведены в табл. 6.

По результатам испытаний установлены наиболее эффективные респираторы, удовлетворяющие основным конструктивным и гигиеническим требованиям: «Астра-2», Ф-62Ш, «Лепесток-5», «У-2к» (см. рис. 60, *в*), которые могут применяться в различных отраслях промышленности. При этом в условиях высокой запыленности при

работах с большой физической нагрузкой рекомендуются респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш, а для рабочих, выполняющих работу средней тяжести и легкую, а также для инженерно-технического состава — респираторы «Лепесток-5» и У-2к.

В условиях небольших концентраций пыли (до 25 *мг/м*³) могут применяться респираторы РПЦ-22Д.

Недостатком этих респираторов является образование в полумасках конденсата выдыхаемого воздуха, что затрудняет их использование

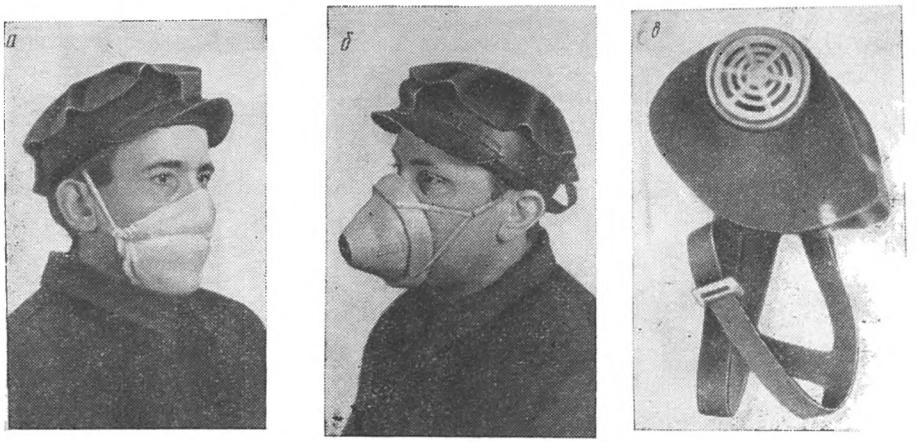


Рис. 60. Противопыльные респираторы, в которых фильтром служит сама маска

Таблица 6

Респираторы	Вес, *г*	Сокращение поля зрения, %	Содержание углекислого газа во вдыхаемом воздухе, %		Начальное сопротивление респиратора при расходе воздуха 30 *л/мин*		Сопротивление * после 5-часового запыления кварцсодержащей пылью при концентрациях, *мм вод. ст.*		Проскок при герметизации линии обтюрации, %
			вдох 500 *см*³	вдох 1000 *см*³	на вдохе, *мм вод. ст.*	на выдохе, *мм вод. ст.*	25 *мг/м*³	100 *мг/м*³	
«Астра-2»	297	26,3	1,71	0,68	3,1	3,0	3,4/5	4.9/5	0,03
РПЦ-22Д	26	21,8	0,9	0,7	2,2	1,6	10,2/3	10/0,58	0,21
РП-к	90	31,0	0,82	0.49	5,6	2,2	7,9/5	10/3.12	0,05
НИГРИ-1	237	26,2	0,8	0,6	3,2	2,0	3,9/5	6.2/5	0,09
«Лепесток-200»	10	11,7	0,6	0,57	2,9	2,9	5,4/5	10/3,30	0,02
«Лепесток-40»	11	11,7	0,6	0,57	1,2	1,2	2,3/5	7.8/5	0,03
«Лепесток-5»	11	11,7	0,6	0.57	0,7	0,7	1,7/5	7,2/5	0,09
Ф-62Ш	190	18,5	1,38	0,81	4,0	3,7	6,6/5	10,6/2	—
У-2к	54	14,0	0,78	0,69	9,2	4,0	14,5	11,4	—

* В числителе указано сопротивление, в знаменателе — время работы респиратора.

при отрицательных температурах рудничного воздуха ввиду замерзания сконденсировавшейся влаги. Институтом ВНИИ-1 разработана конструкция респиратора (рис. 61), исключающая образование конденсата в полумаске *. Респиратор конструкции ВНИИ-1 состоит из полумаски *1*, фильтра *3*, клапанов вдоха *4* и выдоха *6* и элементов крепления на голове *9*. Полумаска из полиэтилена с паралоновым обтюратором *8*. Внутренняя часть полумаски выполнена из двух слоев полиэтиленовой пленки *7*. Между слоями заключен воздух, служащий термоизоляцией. Термоизоляция выравнивает температуру выдыхаемого воздуха и внутренней стенки полумаски; этим достигается предотвращение образования конденсата. Фильтр из ткани ФПП крепится распоркой *5* на полумаске и закрывается крышкой *2*.

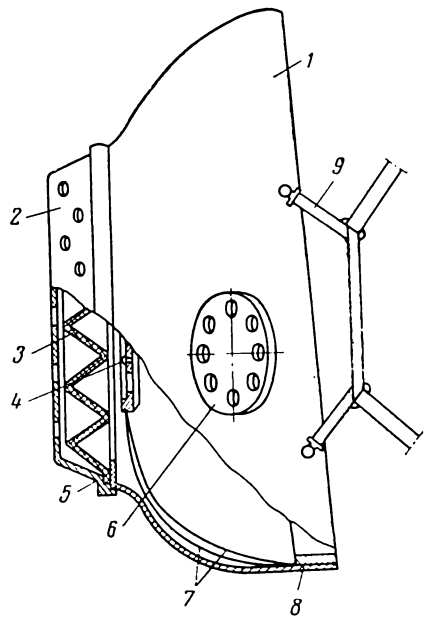


Рис. 61. Респиратор конструкции ВНИИ-1

§ 2. Медико-санитарные и социально-бытовые мероприятия

К медико-санитарным мероприятиям относятся предварительные медицинские осмотры всех рабочих и служащих, поступающих на горные работы. Все рабочие и инженерно-технические работники, занятые на работах, опасных по заболеванию пневмокониозами, должны подвергаться периодическому (не реже одного раза в год) медицинскому осмотру с обязательной рентгенографией. Предварительные и периодические медицинские осмотры являются важными мерами по профилактике силикоза среди горнорабочих и должны проводиться с особой тщательностью. Целью этих осмотров является недопущение на работы со значительным пылеобразованием лиц, предрасположенных к заболеванию и развитию пневмокониоза, а также свое временное выявление заболевших и перевод их заранее на другую работу, не связанную с вдыханием производственной пыли.

На всех горных предприятиях должны быть организованы кварцевое облучение, профилактические ингаляции и лечебная гимнастика. Все это является эффективным средством улучшения общего состояния трудящихся и, в частности, функции дыхания.

---

* Н. К. Ступин, В. В. Милохов. Противопылевой респиратор (Авт. свид. № 183082, бюлл. изобретений, 1966 г., № 12).

В системе профилактических мероприятий важное значение имеют специальные мероприятия по охране труда и улучшению социально-бытовых условий рабочих.

К мероприятиям такого рода относится сокращенный рабочий день, дополнительные отпуска для рабочих, занятых на работах, где породы или руды содержат свыше 10% SiO_2, улучшенное питание и направление рабочих в дома отдыха и санатории.

Глава VI

БОРЬБА СО ВЗРЫВАМИ СУЛЬФИДНОЙ И СЕРНОЙ ПЫЛИ

§ 1. Опасность взрывов сульфидной и серной пыли

На металлических рудниках сульфидная и серная пыль являются причиной взрывов.

В настоящее время взрывы пыли наблюдаются на Дегтярском, Красногвардейском, Гайском, Левихинском и других рудниках, разрабатывающих медноколчеданные и серные месторождения.

Взрывы колчеданной и серной пыли приносят огромный материальный ущерб и представляют большую опасность для работающих в шахте людей.

Последствия взрывов пыли:

1) простой горных работ вследствие загазирования выработок;

2) возможность отравления людей, так как при взрывах и вспышках колчеданной и серной пыли выделяется большое количество сернистого газа, значительно больше предельно допустимой нормы (0,00035%); количество SO_2 иногда в забое может достигать 1% и более;

3) механическое повреждение крепи выработок и забойного оборудования;

4) возможность возникновения подземных пожаров; при этом возникновению пожаров способствуют сухость рудника, наличие горючих материалов и т. д.

На шахтах, подверженных взрывам пыли, усложняется технология ведения буровзрывных работ, режим проветривания, что, конечно, снижает производительность труда и увеличивает себестоимость 1 *т* руды.

Сульфидная и серная пыль имеют гораздо бóльшую чувствительность к воспламенению, чем метан или угольная пыль. Если температура воспламенения метана составляет 650—750° С, а угольной пыли 750—800° С, то сульфидной пыли 450—550° С, а серной пыли 250—350° С. По своей интенсивности взрывы сульфидной пыли можно условно разделить на вспышки (слабые взрывы) и взрывы. Вспышка характеризуется наличием сернистого газа в забое (в количестве, превышающем допустимую норму 0,00035%) при взятии пробы через 15 *мин* после взрывания зарядов. Взрыв характеризуется наличием

воздушного динамического удара и повреждением крепи и оборудования. Основным источником воспламенения сульфидной пыли являются горящие газообразные продукты взрыва ВВ. Наиболее опасна пыль, которая образуется в момент взрыва при дроблении горного массива. Осевшая на стенках выработки пыль под действием ударной волны может приходить во взвешенное состояние и принимать участие во взрыве.

§ 2. Факторы, влияющие на взрывчатость сульфидной пыли

На взрывчатость сульфидной пыли влияют: состав пыли и ее влажность; добавка инертной пыли; тонкость пыли; концентрация пыли в рудничном воздухе; содержание кислорода в воздухе; различные побочные обстоятельства (естественная влажность выработки и т. д.).

Состав пыли. Руды колчеданных месторождений — это агрегат минералов, главное место среди которых занимают сульфиды. Наиболее распространенными сульфидами являются пирит, халькопирит, сфалерит и менее борнит, халькозин и пирротин. Взрывоопасность колчеданных руд определяется наличием в их составе сульфидных минералов. Взрывчатые свойства сульфидов разнообразны и зависят от содержания в них серы.

В табл. 7 приведены результаты исследования взрывчатых свойств этих минералов, проведенные в институте Унипромедь (Э. И. Чернявский, В. А. Захаров, И. Н. Зайцева).

Таблица 7

Минералы, руды	Содержание серы в исследуемых пробах, %	Результаты взрыва	
		давление в испытательной камере, *мм рт. ст.*	характер вспышки
Пирит	53,4	190	Интенсивная
Марказит	53,4	185	То же
Пирротин	36,2	40	Слабая
Халькопирит	35,0	40	То же
Сфалерит	33,0	20	Искрение
Борнит	25,5	Нет	То же
Халькозин	19,8	»	»
Галенит	13,0	»	»
Смесь пирит—халькопирит	44,2	90	Интенсивная
Смесь пирит—сфалерит	43,0	75	То же
Смесь пирит—борнит	39,5	55	Слабая

Из табл. 7 видно, что наиболее взрывчата пыль пирита и марказита. Значительно меньшей взрывчатостью обладает пыль пирротина, халькопирита и сфелерита. Пыль же борнита, халькозина и галенита невзрывоопасна. Взрывчатость колчеданных руд также в большей

степени зависит от содержания в них серы. Наибольшее количество серы содержат сплошные пиритовые и халькопирит-пиритовые руды. Содержание серы в них составляет от 40 до 50—52%. Эти руды широко представлены почти во всех уральских колчеданных месторождениях.

Во вкрапленных рудах содержание серы от 15 до 30—35% в зависимости от характера и количества входящих в них сульфидных минералов.

Проведенные Э. И. Чернявским испытания взрывчатости колчеданных руд в лаборатории института Унипромедь показали, что руды с большим содержанием серы (40—50%) по своим взрывчатым свойствам мало отличаются от пирита и марказита. Взрывы этой пыли сопровождались значительным повышением давления и распространением по всему объему камеры. При уменьшении содержания серы взрывчатость пыли соответственно снижалась, и при содержании серы в пробах менее 35% взрыва в испытательной камере не было. Пламя вспышки наблюдалось только вблизи источника зажигания.

Исследованиями установлено, что основным фактором, определяющим взрывчатость колчеданных руд, является содержание в них серы. Взрывоопасной является колчеданная руда с содержанием серы свыше 35%.

Обычно низший предел содержания серы в рудах, при которых пыль становится взрывчатой, в производственных условиях несколько выше, чем это наблюдается при проведении лабораторных опытов. Объясняется это менее благоприятными условиями (влажность пыли и воздуха, состав атмосферы и др. (для вспышки пыли и развития взрыва в шахте.

Учитывая возможность возникновения в шахте условий, близких к лабораторным, принято к взрывоопасным относить все сульфидные руды, содержащие серы 35% и более [27]. Руды, содержащие серы менее 35%, признаны невзрывоопасными.

Влажность пыли. Исследованиями установлено, что при увеличении влажности пыли взрывчатость ее понижается. При влажности 9—9,5% пыль становится совершенно не взрывоопасной.

Добавка инертной пыли также уменьшает взрывчатость пыли; она становится невзрывоопасной при наличии в ее составе инертной пыли 65—70%.

Крупность частиц пыли. Во взрыве сульфидной пыли участвуют частицы от 0,2 *мм* и меньше. Наибольшую опасность представляет пыль крупностью частиц менее 100 μ. Пыль крупностью более 200 μ можно считать невзрывоопасной.

Концентрация пыли. Взрыв пыли может произойти только, если концентрация пыли в воздухе достигает взрывоопасного предела. Минимальная взрывоопасная концентрация колчеданной пыли считается 80—100 *г/м*^{3}.

Содержание кислорода в воздухе. С уменьшением содержания кислорода в воздухе взрывчатость пыли уменьшается, а при 8—9% пыль совершенно не взрывается.

§ 3. Характерные особенности взрывов сульфидной пыли

1. Взрыв сульфидной пыли имеет стадийный характер. Первоначально под действием тепла происходит образование паров серы, затем газовая смесь воспламеняется и, наконец, в пламени догорают твердые остатки пыли.

2. Взрыв сульфидной пыли в отличие от взрыва угольной пыли является локальным. Локальность взрыва сульфидной пыли объясняется тем, что осевшая на стенках выработок пыль не участвует во взрыве вследствие ее большой влажности и значительного удельного веса. Следует отметить, что в атмосфере колчеданных рудников отсутствуют взрывчатые газы, наличие которых способствует распространению взрыва. Зона распространения взрывов сульфидной пыли фактически обусловливается зоной интенсивного отброса пыли, образованной при взрывании заряда ВВ.

3. Взрыв колчеданной пыли в шахте сопровождается:

значительным выделением сернистого газа, количество которого в забое может достичь более 1%;

распространением пламени по выработке на расстояние 10—20 *м* при мелкошпуровом взрывании и на расстояние 100 *м* и более при взрывании скважин;

ударной волной, распространяющейся как по направлению движения вентиляционной струи, так и в противоположном направлении.

4. Взрыв сульфидной пыли сопровождается резким повышением температуры в зоне распространения взрыва.

§ 4. Способы фиксирования взрывов и вспышек сульфидной пыли

При ведении взрывных работ на рудниках, опасных по взрывам сульфидной пыли, необходимо применять надежные способы фиксирования взрывов этой пыли. В ряде случаев на рудниках взрывы сульфидной пыли фиксируются по чисто внешним признакам (звук, ударная волна, следы разрушения в забое). Однако по этим признакам можно распознать только сильные взрывы и нельзя обнаружить слабые взрывы (вспышки), так как последние не сопровождаются звуковым эффектом или разрушениями. Между тем даже при незначительной вспышке сульфидной пыли количество сернистого газа в забое может превышать в сотни и тысячи раз предельно допустимую норму. Поэтому создается непосредственная угроза отравления рабочих. Ниже приведены способы фиксирования взрывов пыли [91].

1. Фиксирование по наличию сернистого газа — отбором газовых проб в забое с последующей их обработкой в лаборатории или экспресс-методом с помощью индикаторных трубок.

2. Фиксирование по повышению температуры в забое — посредством термопар (разработан сотрудниками института Униипромедь).

3. Фиксирование по интенсивности свечения — фотодатчиками.

Преимуществом первого способа является сравнительно точное определение количества сернистого газа, что может быть использовано

при расчете параметров вентиляции. Однако такой способ не всегда приемлем, так как он может осуществляться только горноспасателями, включенными в респираторы. Результаты анализа при этом могут быть известны только через 2—3 *ч* после отбора проб. Более совершенным является способ термопар. При этом способе в забой помещают термопары и измеряют проградуированным милливольтметром температуру окружающей среды. На рис. 62 показан общий вид прибора для регистрации взрывов колчеданной пыли

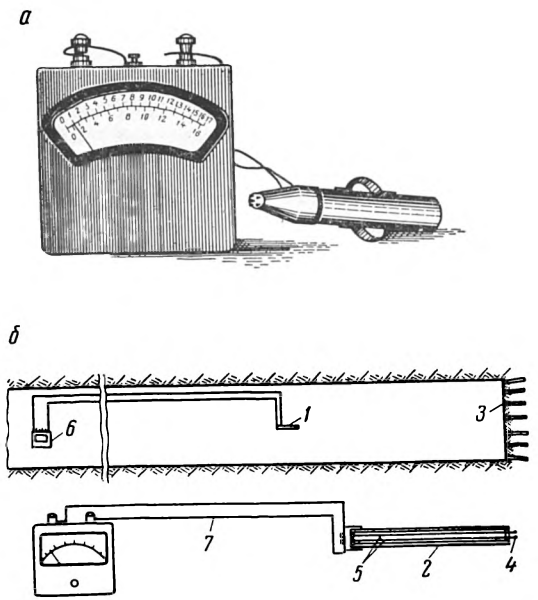


Рис. 62. Общий вид (*а*) и схема установки прибора в выработке (*б*) для регистрации взрывов колчеданной пыли

и схема установки прибора в забое. Для этой цели применяют хромель-алюминиевые термопары. Чтобы усилить импульс, 4—5 термопар *1* соединяют в термобатарею, которая помещается в защитную оболочку *2* и прикрепляется к стенке выработки на расстоянии 7—10 *м* от забоя *3* (рис. 62). При этом важно, чтобы горячие спаи у термопар непосредственно соприкасались с окружающей средой, а холодные их концы были тщательно изолированы. Проградуированный милливольтметр *6* устанавливается в месте укрытия взрывника на расстоянии 150—200 *м* от забоя и соединяется с термопарами магистральными проводами *7* сечением 0,5 *мм*.

В случае вспышки (взрыва) пыли стрелка милливольтметра *6* резко отклоняется на величину от 100 до 700° и более в зависимости от интенсивности взрыва.

Фиксируемая температура является относительной, так как термопары обладают определенной инертностью. Однако этого вполь-

не достаточно, чтобы обнаружить даже самые слабые вспышки пыли. Таким образом, применение термопар позволяет дистанционно в момент взрыва определить взрывы их в забое, благодаря чему можно своевремерно принять необходимые меры предосторожности. Низкая стоимость и недефицитность термопар позволяет рекомендовать их к широкому применению на рудниках, разрабатывающих колчеданные и серные руды.

Фиксирование взрывов фотодатчиками аналогично способу термопар. В качестве фотодатчиков используются германиевые фотодиоды ФД-1. Преимуществом фотодатчиков по сравнению с термопарами является их безынерционность. Благодаря этому представляется возможность более объективного определения некоторых параметров взрывов сульфидной пыли: времени протекания процесса, скорости распространения фронта пламени и т. д. Однако сравнительно высокая стоимость может служить некоторым препятствием внедрению этого способа на рудниках в широком масштабе.

§ 5. Меры борьбы со взрывами сульфидной пыли

Учитывая, что взрывы сульфидной пыли происходят почти исключительно при ведении взрывных работ на всех рудниках, подверженных взрывам сульфидной пыли, должны осуществляться следующие мероприятия [27].

1. Взрывные работы на участках, опасных по взрывам пыли, должны проводиться только по специально разработанным проектам и паспортам, утвержденным главным инженером рудника.

2. Все рабочие и инженерно-технические работники должны периодически один раз в квартал проходить инструктаж в объеме «Временной инструкции по борьбе со взрывами сульфидной пыли на колчеданных рудниках», разработанной институтом Унипромедь. Сменный надзор, а также все бригадиры должны обеспечиваться газоопределителями ГХ-1 с комплектом индикаторных трубок на содержание CO и SO_2.

3. На всех взрывоопасных участках должны быть организованы пункты хранения самоспасателей.

4. Скважины во взрывоопасных забоях разрешается взрывать только при отсутствии людей в шахте (в перерыве между сменами или в нерабочие смены), а шпуры — при отсутствии людей на пути движения исходящей струи воздуха и на расстоянии не менее 150 *м* от забоя со стороны поступающей свежей струи.

5. В момент взрывания в непосредственной близости от забоя должны создаваться водяные завесы, перекрывающие сечение выработки. Оросители должны устанавливаться на расстоянии 7—10 *м* от забоя во всех выработках, непосредственно примыкающих к зоне взрыва. Запрещается во взрывоопасных забоях применять наружные заряды, взрывание без забойки; запрещается применять забойку из горючих материалов.

6. Допуск людей после производства взрывных работ разрешается только после проверки сменным надзором атмосферы выработки.

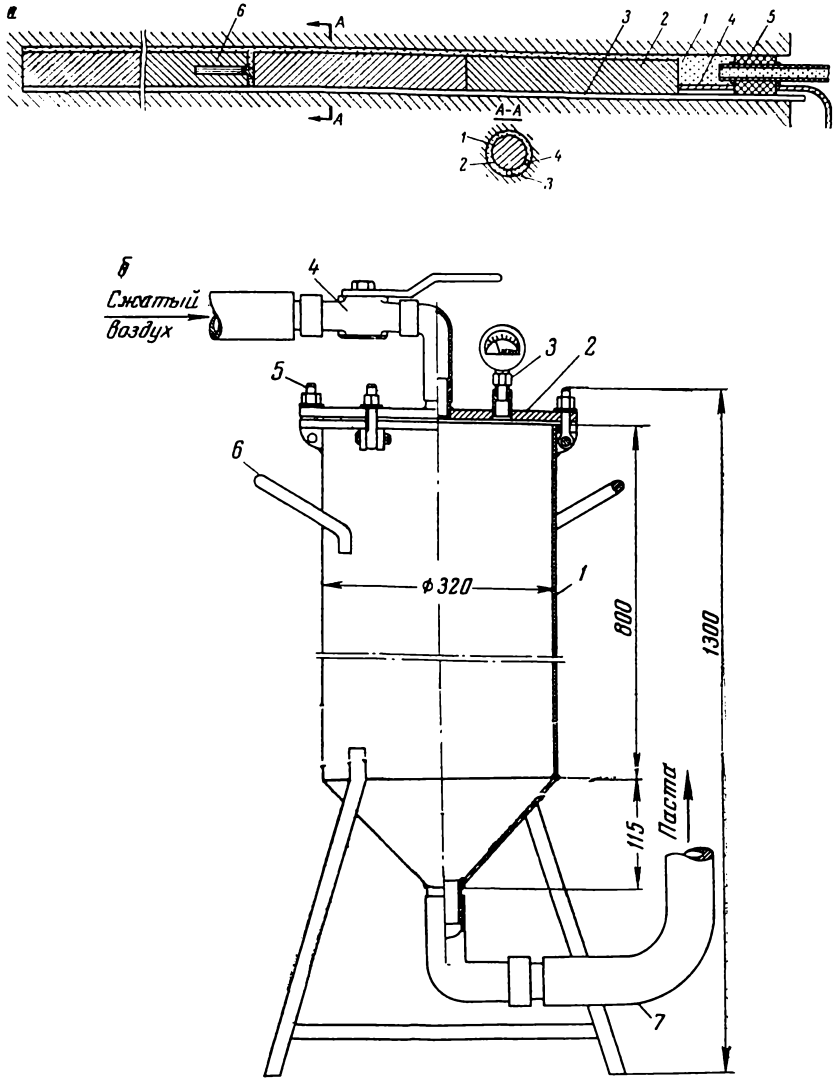


Рис. 63. Заполнение шпуров пластичной забойкой:

а — схема заполнения: *1* — пластичная забойка; *2* — патроны ВВ диаметром 32 *мм*; *3* — трубка для выхода воздуха из шпура; *4* — огнепроводный шнур; *5* — трубка нагнетателя с уплотнителем; *6* — патрон-боевик; *б* — схема пневмонагнетателя для пластичной забойки: *1* — корпус; *2* — съемная крышка; *3* — манометр; *4* — трехходовой кран; *5* — откидной болт; *6* — ручка; *7* — гибкий шланг

7. Исправность вентиляционных устройств и состояние вентиляции на взрывоопасных участках должно проверяться ежесуточно. Схема вентиляции этих участков должна обеспечить выход продуктов взрыва зарядов и сульфидной пыли на общешахтную исходящую струю.

Несмотря на высокую эффективность приведенных выше мероприятий, они не могут обеспечить полного предотвращения взрывов сульфидной пыли.

В последние годы институтами Унипромедь, ЦНИГРИ, ЛГИ и т. д. проведены большие исследовательские работы по изысканию новых способов предотвращения взрывов сульфидной и серной пыли. Институтом Унипромедь в течение 1963—1964 гг. был разработан и внедрен новый, более радикальный способ борьбы со взрывами сульфидной пыли. Сущность способа заключается [92] в создании вокруг взрываемого заряда по всей его длине оболочки из пасты, обладающей большой теплоемкостью. При этом диаметр шпуров не увеличивается, так как для создания оболочки из инертного вещества вполне достаточен нормальный зазор между стенками шпура и патроном. В качестве материала оболочки используется гидрогель кремния. Его получают при взаимодействии жидкого стекла ($NaSiO_3$) с соляной кислотой (HCl). Он представляет собой студенистую массу, которая после перемешивания превращается в густую пасту (93% раствора жидкого стекла плотностью 1,055 и 7% соляной кислоты концентрации 1 1). Полученная паста обладает ценными свойствами с точки зрения забоечного материала: 1) большая теплоемкость, обусловленная наличием в составе пасты 92—95% воды; 2) вязкость, достаточная для сохранения его в шпурах, пробуренных в любом направлении; 3) отсутствие в составе пасты вредных горючих примесей; 4) недефицитность и сравнительно низкая стоимость.

Перед заряжанием в каждый шпур на всю его длину вводится медная трубка, имеющая внешний диаметр 6 *мм* (рис. 63). На концах этой трубки на случай засорения просверлены отверстия. Шпуры заряжают патронированным ВВ. Паста подается в шпур специальным пневмонагнетателем. Вытесняемый пастой воздух выходит через медную трубку. После окончания забойки трубки вынимаются из шпуров. Расход пасты при диаметре шпура 42 *мм*, длине 1,5 *м* и диаметре патронов 32 *мм* составляет 1,2—1,4 *л*.

Эффективность данного способа проверялась во взрывоопасных забоях Уральских рудников. Этот способ предотвращения взрывов сульфидной пыли рекомендован для всех способов взрывания.

Глава VII

РУДНИЧНЫЙ КЛИМАТ

Климатические условия рабочего места (его температура, влажность и скорость движения воздуха) оказывают большое влияние не только на самочувствие горнорабочих, но также и на производительность труда, здоровье и безопасность.

Так, при выходе на свежую струю из горячего забоя или при работе в охлажденных выработках Крайнего севера могут происходить простудные заболевания. В жарких забоях ослабляется бдительность рабочих, что приводит к повышению травматизма. Кроме того, при работе в неудовлетворительных атмосферных условиях производительность труда горнорабочих может снизиться на 25—30% и более.

В настоящее время вопросы рудничного климата привлекают внимание как производственников, так и научных работников. Вопросы теории рудничного климата глубоко разработаны и освещены в трудах советских ученых — А. Н. Щербаня и О. А. Кремнева применительно к угольным шахтам; Г. В. Дуганова и К. В. Кочнева, исследовавших климатические условия рудных шахт, а также Ю. Д. Дядькина, изучающего тепловые условия Заполярья.

В настоящей главе рассматриваются климатические условия рудных шахт и вопросы, связанные с улучшением этих условий. Кроме того, специально освещаются климатические условия подземных выработок Заполярья.

§ 1. Температура рудничного воздуха

Температура пород. Температура воздуха в подземных горных выработках зависит от температуры окружающих выработку пород. До глубины 25—30 *м*, а иногда и глубже эта температура изменяется в течение года в зависимости от температуры воздуха на поверхности; на этой глубине температура пород постоянна и равна средней годовой температуре данного места. При дальнейшем углублении выработок температура пород равномерно повышается, т. е. повышение температуры на 1° С происходит при углублении на одно и то же расстояние, которое различно для разных районов и разных полезных ископаемых. Это расстояние называется *геотермической ступенью*. Чем больше теплопроводность горных пород, тем больше величина геотермической ступени (на рудных шахтах она больше, чем на угольных). Если с глубиной меняются плотность пород и их тепловые свойства, то величина геотермической ступени также изменяется.

Величина геотермической ступени для некоторых районов добычи руд составляет: в Криворожском бассейне (по данным проф. Г. В. Дуганова) — около 70 *м*; по данным Криворожской геофизической партии до глубины 1200 *м* — 100-139 *м*; акад. А. Н. Щербань дает значение геотермической ступени около 100 *м*; на Уральских медных рудниках (Дегтярка) — 39 *м*; на Садонском руднике — 30 *м*; в Кочкарском золоторудном районе — от 26 до 40 *м*; на калийных рудниках Соликамска 24—33 *м*.

Если значение геотермической ступени известно, то температура пород на глубине H от поверхности определяется по формуле

$$t_{н} = t_{ср} + \frac{H - H'}{a}, \qquad (1)$$

где $t_{ср}$ — средняя годовая температура данного места;
H' — глубина зоны постоянной температуры, *м*;
a — величина геотермической ступени, *м*.

Температура горных пород может измеряться непосредственно в горных выработках и в глубоких скважинах, проходимых с поверхности. В первом случае температура измеряется в свежеобнаженных забоях подготовительных выработок в шпурах глубиной 1,6—2 *м*. Следует выбирать выработки, возможно больше удаленные от отработанных и рабочих блоков. Шпуры бурят с небольшим подъемом. Температуру измеряют ртутными термометрами или электрическими методами (термометрами сопротивления или термопарами). Если температура пород ниже температуры воздуха, то рекомендуется помещать термометры, извлеченные из шпуров, в термос. Устье шпуров следует закрывать бумажным или матерчатым пыжом, а также плотно утрамбованной в устье шпура породой. Термометры оставляются в шпурах не менее чем на 2 *ч*.

Факторы, влияющие на температуру рудничного воздуха в подземных выработках: 1) теплообмен с боковыми породами (основной фактор); 2) нагревание воздуха в результате сжатия при опускании в подземные выработки (примерно на 1° С на каждые 100 *м* по вертикали); 3) окислительные процессы (окисление руды, особенно колчеданной, гниение крепи, например мата при системах слоевого обрушения); 4) изменения температуры поступающего в рудник воздуха при сезонных ее колебаниях; 5) дыхание людей, горение ламп, взрывные работы, работа машин и механизмов и т. д.

Тепловым балансом рудника называется распределение выделяющегося в нем тепла по различным источникам. Недостаточность сведений о тепловом режиме рудников СССР не позволяет, однако, в настоящее время дать их детальный тепловой баланс. Г. В. Дуганов полагает, что на рудниках шахт тепловыделение из горного массива составляет 28,5%, а из местных источников—71,5%.

Наряду с причинами, вызывающими нагревание рудничного воздуха, в подземных выработках действуют также факторы, охлаждающие его: процесс испарения воды (1 *г* воды, испаряясь в выработках, поглощает около 0,59 *ккал* тепла, что достаточно для понижения температуры 1 $м^3$ воздуха на 1,5° С); теплообмен с боковыми породами (в летнее время). Кроме того, рудничный воздух охлаждается при подъеме на земную поверхность примерно на 1° С на каждые 100 *м*. Работа пневматических двигателей не вызывает ни охлаждения рудничного воздуха, ни его нагревания, так как количество холода, образующегося при расширении сжатого воздуха, равно количеству тепла, выделяющегося при работе пневматического двигателя или машины.

На температуру воздуха в подземных выработках оказывают влияние также теплофизические свойства горных пород, количество проходящего воздуха и скорость его движения. Чем больше коэффициенты теплопроводности (*ккал/м·град·ч*) и температуропроводности

($м^2/ч$), тем больше тепла отдают горные породы. При увеличении скорости движения воздуха теплоотдача пород возрастает, а с другой — это тепло распределяется на больший объем проходящего воздуха. Исследования показали, что последний фактор преобладает. Поэтому совершенно правильно прибегают к увеличению скорости движения воздуха для улучшения климатических условий рудничного воздуха. Там, где скорости движения воздуха малы (менее 0,5 *м/сек*), например в выработках горизонта скреперования и т. п., климатические условия обычно неблагоприятны.

Между протекающим по выработкам воздухом и окружающим их породами происходит непрерывный процесс теплообмена. Этот процесс в каждой данной точке нестационарен: нагрев или охлаждение пород постепенно распространяется в глубь массива, однако тем медленнее, чем дальше от обнаженных поверхностей, через которые происходит теплообмен. В то же время постепенно выравниваются температуры воздуха и пород, и процесс теплообмена между ними становится менее интенсивным. Зона, где происходят переменные процессы нагревания пород и их охлаждения, получила название «тепловыравнивающей рубашки». Ее ширина в каждой точке не постоянна.

Исследования проф. Г. В. Дуганова на рудниках Криворожского бассейна [33] позволяют сделать следующие выводы: по мере удаления от устья воздухоподающего ствола разница между температурами воздуха и пород постепенно сглаживается, и при подходе к блокам (на глубине 400—450 *м* от поверхности) температура воздуха всего на несколько градусов отличается от температуры пород. Сезонные колебания температуры обычно почти перестают сказываться в очистных забоях и на вентиляционном горизонте. Максимальная температура наблюдается обычно в блоках самого нижнего горизонта. С переходом на более глубокие горизонты зона постоянной температуры будет, надо полагать, располагаться на откаточном горизонте на расстоянии 1500—2000 *м* от земной поверхности.

Наибольшие колебания температуры воздуха наблюдаются, естественно, в воздухоподающем стволе, а именно, летом воздух охлаждается на 7—12° С, а зимой нагревается примерно на ту же величину (7—13° С). Весной и осенью эти изменения температуры существенно сглаживаются.

Микроклимат рудников. Под микроклиматом понимают изменения температуры и влажности рудничного воздуха.

На рис. 64 показано изменение температуры воздуха на поверхности в течение года (кривая *1*), а также в околоствольном дворе горизонтов 447 *м* (кривая *2*) и 527 *м* (кривая *3*) рудника им. С. Орджоникидзе.

Влажность воздуха в выработках Криворожских рудников очень высока (90—96%). Она практически не зависит от влажности воздуха на поверхности, так как воздух сильно увлажняется при своем движении по воздухоподающему стволу. На вентиляционном горизонте влажность достигает 100%.

Иначе изменяется температура воздуха на рудниках с развитыми окислительными процессами. Так, по данным У. Х. Бакирова, наивысшая температура на уральских медноколчеданных рудниках наблюдается в блоках, находящихся в стадии отработки (система разработки слоевым обрушением). В этих блоках возникает «тепловой напор» сверху, который приводит к разогреву непосредственно

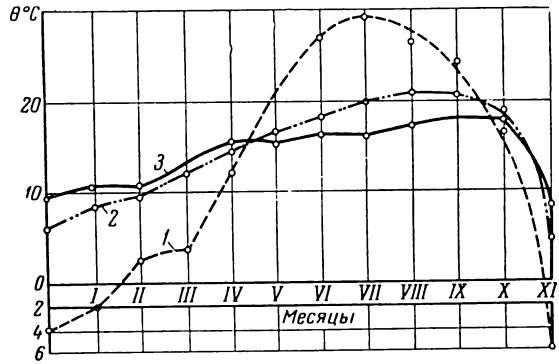


Рис. 64. Изменение температуры воздуха на руднике им. С. Орджоникидзе

1, 2 и *3* — соответственно на поверхности, на глубине 447 и 527 *м*

залегающего ниже рудного массива. Температура воздуха ниже рабочего горизонта постепенно понижается, а затем вновь начинает возрастать.

§ 2. Прогноз температуры рудничного воздуха

Правилами безопасности установлена максимальная температура воздуха в подземных выработках +26° С. Поэтому при проектировании вентиляции весьма важно уметь заранее подсчитать температуру воздуха. Фундаментальные исследования по этому вопросу были выполнены акад. А. Н. Щербанем и докт. техн. наук О. А. Кремневым для угольных шахт.

Предложенные ими формулы для определения ожидаемой температуры шахтного воздуха весьма громоздки. Более просты формулы, предложенные для рудников проф. Г. В. Дугановым [33]*.

Ниже приведена формула для определения температуры воздуха в околоствольном дворе воздухоподающего ствола, предложенная Г. В. Дугановым для рудных шахт:

$$t_{о.д} = -25{,}9 + \sqrt{N + \frac{H}{2{,}615}}, \qquad (2)$$

где H — глубина ствола. Значения N приведены ниже.

Месяцы	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
№	458	493	760	1156	1641	1914	2128	2010	1627	1236	824	560

* Расчет по этим формулам занимает много времени, поэтому они в данной книге не приводятся.

§ 3. Физиологическое действие температуры воздуха на организм человека и нормы тепловых условий работы в рудниках

Самочувствие человека определяется совокупностью влияния температуры, влажности и скорости движения воздуха. Известно, что даже при повышенной температуре и довольно высокой влажности воздуха хорошее самочувствие и нормальная работоспособность могут сохраниться, если увеличить скорость движения воздуха. Можно подобрать такие комбинации указанных трех факторов, при которых самочувствие будет одинаковым. Опытами установлено, что приведенные ниже комбинации температуры, влажности и скорости воздуха оказывают одинаковое воздействие (табл. 8).

Таблица 8

Относительная влажность воздуха								Скорость движения воздуха, *м/сек*
100%		80%		60%		40%		
Температура воздуха, *град*								
по сухому термометру	по мокрому термометру	по сухому термометру	по мокрому термометру	по сухому термометру	по мокрому термометру	по сухому термометру	по мокрому термометру	
25,0	25,0	26,6	23,9	28,6	22,7	31,2	21,1	0
27,8	27,8	29,2	26,3	31,1	24,8	33,4	22,7	1
29,0	29,0	30,4	27,5	32,1	25,7	34,3	23,4	2
30,1	30,1	31,5	38,5	33,1	26,6	35,2	24,2	3

Например, одинаковое воздействие оказывают (см. строку 2 табл. 8) комбинации скорости 1 *м/сек* и температур 27,8° С при влажности 100%, 29,2°С и 26,3° С при той же скорости и влажности 80% и т. д. По раздельным показаниям термометра, психрометра и анемометра затруднительно составить правильное представление об совместном влиянии на самочувствие человека.

Вместо этих трех приборов около 40 лет тому назад англичанином Хиллом предложен был прибор, названный им кататермометром (сокращенно «ката»); он измеряет величину охлаждения от совместного действия температуры, влажности и скорости движения воздуха при температуре прибора около 36,5° С, т. е. при нормальной температуре тела человека. Прибор представляет собой (рис. 65) спиртовый термометр со шкалой, разделенной на градусы от 35 до 38° С. На резервуар прибора можно надеть мокрый колпачок из марли. В этом случае он имитирует кожу вспотевшего человека.

а) сухой «ката» — опускают резервуар прибора в горячую воду (например, термос) и наблюдают за временем опускания столбика

спирта от деления 38 до деления 35° С, это время будет зависеть от температуры воздуха и скорости его движения;

б) мокрый «ката» — предварительно надевают на резервуар прибора колпачок из кисеи или марли, смоченной водой (вода должна быть отжата), и дальше поступают также, как и при сухом «ката»; очевидно, что время опускания столбика спирта будет в данном случае зависеть также и от влажности воздуха.

Для каждого прибора заранее определяют (на заводе) его фактор F, т. е. число, показывающее, какое количество тепла (в милликалориях) теряется с 1 $см^2$ поверхности резервуара «ката» при его охлаждении от 38 до 35° С; если разделить это число на время опускания столбика спирта, то получим количество тепла, теряемого за 1 *сек*, оно обозначается буквой H. Первый отсчет обычно не принимается во внимание.

На основании большого числа наблюдений были установлены следующие нормы хорошего самочувствия (величина H):

	Сухой «ката»	Мокрый «ката»
Легкая работа .	6	18
Работа средней тяжести	8	25
Тяжелая работа	10	30

Чем воздух холоднее и суше, тем скорее опускается спиртовый столбик и тем больше значение H.

Правила безопасности в настоящее время не содержат норм по «ката».

Необходимо отметить, что показания кататермометра в ряде случаев не совпадают с истинным самочувствием рабочего, что объясняется тренировкой последнего, различными этнографическими, климатическими и другими условиями в разных странах. Не существует также полной аналогии между охлаждением прибора и охлаждением тела человека, обладающего регулятивной приспособленностью.

Рис. 65. Схема кататермометра

Вместо показаний «ката» в некоторых странах пользуются формулами типа

$$at_с + bt_м,$$

где a и b — коэффициенты;

$t_с$ и $t_м$ — температуры воздуха соответственно по сухому и мокрому термометру, *град*.

В зависимости от скорости движения воздуха указанная сумма не должна превосходить определенной нормальной температуры (например, в Бельгии): при скорости 0,5 *м/сек* 0,8 $t_с$ + 0,2 $t_м \leqslant$ $\leqslant$ 29,6° С; при 1,0 *м/сек* 0,85 $t_с$ + 0,15 $t_м \leqslant$ 30,9° С; при 2,5 *м/сек* 0,90 $t_с$ + 0,10 $t_м \leqslant$ 31,0° С; при 5,0 *м/сек* 0,93 $t_с$ + 0,07 $t_м \leqslant$ 32,9° С.

Вместо кататермометра в зарубежных странах был предложен мокрый шаровой термометр, по температуре которого судят о степени комфортности атмосферы. Такой прибор с полупроводниковым термосопротивлением, включенным в одно из плеч неуравновешенного моста, был недавно исследован в Магнитогорском горнометаллургическом институте. Исследование показало, что температура влажного шара наиболее полно отражает воздействие основных параметров микроклимата.

§ 4. Кондиционирование воздуха

Под *кондиционированием* воздуха понимают совокупность различных мероприятий, направленных на улучшение атмосферных условий. Чаще под кондиционированием подразумевают только охлаждение воздуха.

В настоящее время некоторые шахты Донбасса достигли такой глубины, что охлаждение воздуха в них просто необходимо. На таких шахтах работают холодильные установки, на других они только строятся или проектируются. На рудниках Криворожского бассейна температура пород при величине геотермической ступени 70 *м* достигнет 26° С только на глубине 1270 *м*. Однако воздух на рудниках Криворожского бассейна нагревается в основном от местных источников, поэтому необходимость в кондиционировании воздуха может возникнуть и на глубине, меньшей 1270 *м*. Из других районов, где можно ожидать высокую температуру воздуха в шахте, можно указать на медноколчеданные рудники Урала, разрабатывающие руды, склонные к самонагреванию, и на некоторые глубокие полиметаллические рудники (Садонский рудник).

Так как охлаждение воздуха является весьма дорогостоящим мероприятием, то прежде чем его осуществить следует рассмотреть возможность применения других, более дешевых способов, а именно:

1) подачу увеличенных объемов воздуха;

2) сокращение пути движения воздуха к рабочим блокам путем проходки вспомогательных вентиляционных стволов или скважин большого диаметра;

3) охлаждение сжатого воздуха;

4) распыление воды, при этом, однако, повышается влажность воздуха;

5) накапливание холода в зимнее время путем намораживания льда в подземных камерах;

6) применение переносных воздухоохладителей, предложенных К. В. Кочневым; они состоят из пакета деревянных реек, заключенных в кожух из оцинкованного железа; на рейки непрерывно подается вода, которая охлаждает воздух, просасываемый через охладитель вентилятором;

7) использование талых ледниковых вод (Садонский рудник);

8) изоляцию стенок выработок, по которым движется воздух; чаще применяется изоляция вентиляционных труб при нагнетательном способе проветривания.

В зарубежных странах испытаны следующие способы предохранения воздуха в трубах от нагревания: а) изготовление труб из стекловолокна с внутренней изоляцией из пенопласта; б) металлические трубы с наружной изоляцией; в) металлические трубы с двойными стенками с воздушной изоляцией или с заполнением уретановой пеной; г) трубы из полиэтилена с изоляцией из стекловолокна и наружной оболочкой из водонепроницаемой ткани.

Укажем, наконец, на предложенный во Франции [33] способ уменьшения количества воды, испаряющейся в подземных выработках путем создания на воде пленок или добавления к воде минеральных солей. Наиболее перспективными, с учетом их стоимости, оказались для воздуха с влажностью от 70 до 90% следующие соли: $NaCl$, $CaCl_2$, $MgCl_2$, NH_4Cl, $Ca(NO_3)_2$ и NH_4NO_3 при отношениях их стоимости 1 : 1,57; 2,0; 4,0; 3,17; 4,67; 8,0. Пять наилучших добавок в концентрации от 7 до 10% и от 11 до 15% могут уменьшить количество испаряющейся воды в два раза.

В настоящее время искусственное охлаждение воздуха, поступающего в рудник, осуществляется различными способами:

1) местным охлаждением передвижными холодильными машинами (применяют обычно при проходке выработок);

2) общим охлаждением на поверхности всего воздуха, поступающего в рудник (охлаждение воздуха осуществляется в аммиачных холодильных установках); этот способ малоэффективен, так как воздух на пути следования снова нагревается;

в) охлаждением на поверхности рассолов, поступающих в рудник; в воздухоохладителе они понижают температуру воздуха;

г) холодильной установкой, расположенной под землей; при этом могут быть два варианта: все узлы установки расположены под землей или система охлаждения конденсатора вынесена на поверхность.

В подземных холодильных установках применяют различные разновидности газа фреона.

В настоящее время холодильные установки в СССР работают только на угольных шахтах Донбасса (1967 г.). По опубликованным данным в зарубежных странах холодильные установки сооружены: 27 — на золоторудных шахтах, 2 — на медных рудниках и 5 — на угольных шахтах. Более подробные данные об охлаждении воздуха на рудниках сообщаются в работах [33] и [95].

§ 5. Температурный режим рудников в зоне вечной мерзлоты

Область вечной мерзлоты занимает в СССР огромную площадь, составляющую почти половину нашей территории [36].

Первой особенностью шахт и рудников, расположенных в зоне вечной мерзлоты, является низкая температура воздуха в них. Так, на шахте «Центральная» в Сангарах (ЯАССР) температура поступающего воздуха зимой —45° С. Лишь в очистных забоях воздух, пройдя по подземным выработкам 2000 *м*, нагревается до —3, —5° С.

Летом в этих забоях температура также отрицательная, а именно —2° С (рис. 66).

В результате простудные заболевания рабочих весьма часты и число их превосходит обычный уровень: при ведении горных работ в толще мерзлых пород простудные заболевания рабочих в 3—6 раз чаще, чем на поверхности.

Второй особенностью рассматриваемых рудников является большая запыленность воздуха, нередко в сотни раз превышающая санитарные нормы. При этом содержание пыли в атмосфере горных выработок зимой в 5—10 раз выше, чем летом.

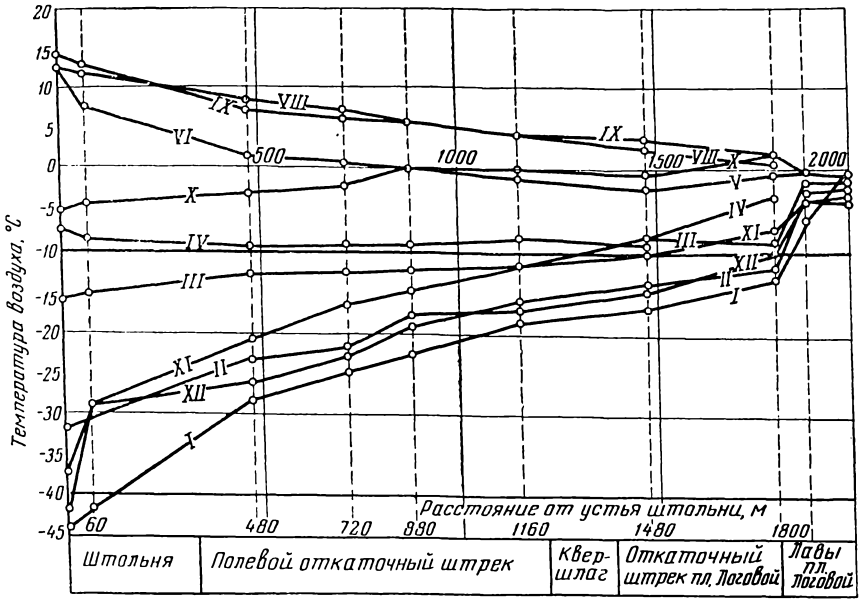


Рис. 66. Естественный температурный режим выработок шахты Центральная в Сангарах (ЯАССР). Номера графиков I, II, III и т. д. соответствуют месяцам года

Третьей особенностью следует считать своеобразное влияние теплового режима выработок, пройденных в зоне вечной мерзлоты, на устойчивость боковых пород: замерзшие в течение долгой и суровой зимы боковые породы при наступлении лета оттаивают, что приводит к резкому увеличению нагрузок па крепь и нередко к ее поломке; кровля в незакрепленных выработках обрушается. Поэтому Госгортехнадзор разрешил не выполнять требование Правил безопасности о подогреве поступающего в рудник воздуха до +2° С.

Характерными чертами теплового режима рудников, расположенных в зоне вечной мерзлоты, являются:

1) интенсивный теплообмен между поступающим воздухом и горными породами в начале пути его движения как в летнее, так и в зимнее время, обусловленный большим температурным перепадом:

так, летом сразу после поступления в рудник воздух на расстоянии первых 100 *м* охлаждается на 5—10° С и зимой нагревается на том же расстоянии на 10—20° С при сохранении отрицательной температуры во всех отдаленных выработках в течение всего года;

2) распространение зоны положительной температуры в летний период на первые 300—600 *м* при максимальной глубине талой зоны вокруг выработок до 1,5—3 *м*;

3) постепенное сокращение годовой амплитуды температурных колебаний от 60—75° С в начале пути до 3—10° С в очистных забоях;

4) отставание температурных колебаний в выработках от колебаний на поверхности (максимальных и минимальных температур) примерно на 1 месяц; тоже нулевой температуры — на 1,5—2 месяца;

5) ежегодное накопление льда в воздухоподающих выработках и «подсушка» пород в выработках, прилегающих к очистным забоям.

Указанные резкие колебания температуры поступающего воздуха при почти постоянной температуре исходящей струи приводят к тому, что величина естественной тяги колеблется в очень широких пределах. В ряде случаев она превосходит депрессию вентилятора. Это позволяет в холодное время года останавливать вентилятор [36]. С другой стороны, многочисленные связи подземных выработок с поверхностью приводят к неустойчивости вентиляционного режима, перераспределению воздуха между участками и даже опрокидыванию воздушных потоков, что нежелательно и опасно. Особенно резки суточные колебания воздуха на россыпных шахтах.

Нельзя рассчитывать на существенное улучшение температурных условий даже при подогреве поступающего воздуха до сравнительно высоких положительных температур — слишком высока отрицательная радиация обнаженных мерзлых пород. Поэтому одновременно с общим регулированием теплового режима предложено использовать для периодического обогрева рабочих лучисто-контактные обогреватели или переносные лампы инфракрасного излучения; эти средства местного обогрева должны обеспечить направленный тепловой поток не менее 150—200 *ккал/ч* на одного человека.

Повышенную запыленность воздуха на рудниках, работающих в области вечной мерзлоты, можно объяснить следующим образом. С наступлением относительно теплой погоды поступающий в подземные выработки более влажный воздух отдает часть своей влаги, которая, конденсируясь на взвешенных в воздухе пылинках, утяжеляет их, они коагулируют в хлопья и, оседая на почву, выпадают из воздушного потока; происходит интенсивное естественное пылеподавление. Так продолжается весь теплый период года. С наступлением холодов вместо конденсации влаги происходит нагревание поступающего холодного воздуха, конденсационные процессы сменяются испарительными, пыль подсушивается, взметается и запыленность резко возрастает.

Предложены следующие возможные схемы пылеподавления местным охлаждением воздушного потока над источником пылеобразования:

1) подсвежением вентиляционной струи более холодным воздухом, нагнетаемым с поверхности по скважине;

2) дросселированием сжатого воздуха в вихревой трубе и отводом холодного потока к источнику пылеобразования и др.

Если будет признано целесообразным подогревать воздух (см. ниже), то необходимо одновременно с этим увлажнять воздух, чтобы избежать снижения его относительной влажности.

Регулирование теплового режима шахт и рудников. Приведенные данные показывают, что сохранение естественного теплового режима на рудниках, расположенных в зонах вечной мерзлоты, нецелесообразно. Рекомендовано в угольных и рудных шахтах, работающих в толще мерзлых осадочных пород, подогревать поступающий воздух

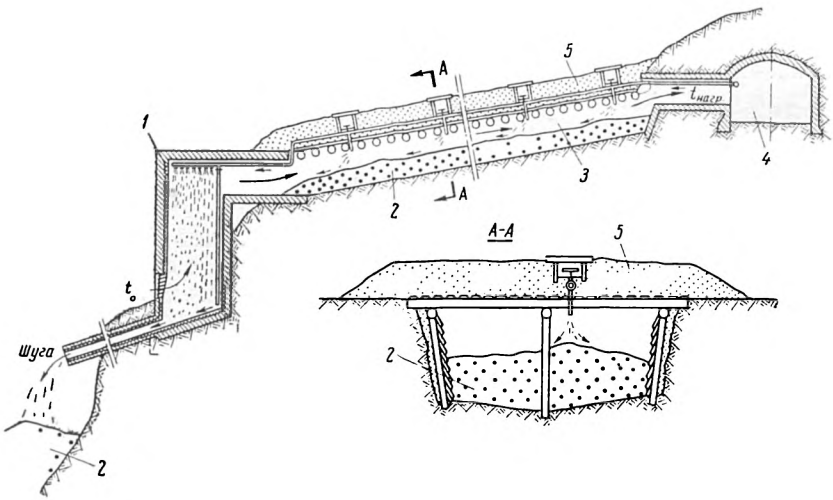


Рис. 67. Схема намораживания льда в воздухоподающей траншее:

1 — гидрокалорифер; *2* — лед; *3* — воздухоподающая траншея; *4* — воздухоподающая штольня; *5* — теплоизоляция

зимой до —5—12° С и охлаждать его летом до умеренно положительных температур (3—7° С). В каждом отдельном случае температура охлаждения должна быть обоснована экономически по минимальным суммарным затратам на охлаждение воздуха и поддержание выработок.

Способы подогрева и охлаждения воздуха в условиях вечной мерзлоты. В районах Крайнего Севера и Северо-Востока стоимость электроэнергии и топлива высока, а потому наиболее целесообразными будут системы подогрева и охлаждения, которые используют природные ресурсы тепла и холода. К ним относятся:

1) намораживание (зимой) и оттаивание (летом) льда в воздухоподающих траншеях или камерах (рис. 67), в которые в поступающий с поверхности холодный воздух при помощи форсунок подается мелко распыленная вода; оседая на почву камеры или траншеи,

вода замерзает и образует ледяной массив. В теплое время года через камеру пропускается нагретый воздух, который в ней охлаждается за счет таяния льда;

2) весьма перспективны так называемые гидрокалориферные установки, в которых используется тот же принцип, что и в траншеях: в них вода подается на башню, где разбрызгивается форсунками; внизу башни поступает холодный воздух (см. рис. 67); вода, падая, замерзает в виде шуги и отнимает холод у воздуха, который при этом нагревается. Опыты, выполненные зимой 1967 г. в ЛГИ, полностью подтвердили возможность подогрева воздуха указанным способом.

Предложены формулы для расчета расхода воды при обоих способах подогрева воздуха.

Экономические расчеты показывают, что по сравнению с обычными калориферными и холодильными установками воздухоподающие траншеи со льдом в сочетании с гидрокалориферами позволяют снизить затраты в 4—5 раз для рудников и только гидрокалориферы для подогрева воздуха в условиях россыпных шахт — в 5—6 раз. Если ежегодные затраты по нагреванию воздуха в паровых калориферных установках составляют около 110 руб. в год на 1 $м^3/мин$ расхода воздуха, то в гидрокалориферах эти затраты равны всего 10 руб. для рудников, работающих в толще мерзлых осадочных пород.

ЧАСТЬ II

ВЕНТИЛЯЦИЯ РУДНИКОВ

Глава I

ОСНОВНЫЕ ФИЗИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ СОСТОЯНИЕ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

При рассмотрении вопросов, связанных с проветриванием рудников, пользуются следующими физическими параметрами состояния рудничного воздуха: температура, влажность, теплоемкость, плотность, удельный вес, вязкость и давление.

Температура воздуха — весьма важный физический параметр состояния воздуха. Она характеризует степень нагрева рудничного воздуха. Температуру рудничного воздуха измеряют в градусах Цельсия. В некоторых случаях пользуются показателями абсолютной температуры, т. е. температуры, отсчитываемой от абсолютного нуля. Абсолютная температура связана с температурой, измеряемой в градусах Цельсия, соотношением

$$T = 273 + t.$$

В рудничной вентиляции за нормальную температуру принимается +15° С.

Влажность воздуха оценивается в абсолютных или в относительных величинах. Соответственно этому различают абсолютную и относительную влажность воздуха.

Абсолютной влажностью воздуха называется количество водяного пара в граммах, содержащееся в 1 $м^3$ воздуха. Воздух, содержащий предельное при данной температуре количество водяного пара, называется насыщенным.

Относительной влажностью (n) воздуха называется или отношение содержащихся в каком-нибудь объеме водяных паров к максимально возможному их содержанию при данной температуре, или отношение давления пара $p_{пар}$, находящегося в воздухе, к давлению пара $p_{нас}$, насыщающего пространство при той же температуре.

Относительная влажность дается обычно в процентах:

$$n = \frac{p_{пар}}{p_{нас}} \cdot 100\%.$$

Теплоемкость воздуха. Теплоемкостью воздуха c называется количество тепла, которое необходимо затратить, чтобы повысить температуру единицы веса (1 *кг*) воздуха на 1° С.

Различают теплоемкость воздуха при постоянном объеме c_v и при постоянном давлении c_p. Теплоемкость c_p всегда больше, чем c_v, так как некоторое добавочное количество тепла затрачивается на расширение воздуха. Теплоемкость воздуха зависит от температуры. Однако при тех температурах воздуха, которые встречаются в подземных выработках, можно принять теплоемкость рудничного воздуха постоянной и равной: $c_v = 0{,}170$ *ккал/кг·град*; $c_p = 0{,}239$ *ккал/кг·град*. Отношение $c_p : c_v = k$ — есть величина, постоянная для каждого газа; для воздуха $k = 1{,}41$.

Плотность воздуха. Отношение массы воздуха M к его объему V называется массовой плотностью воздуха. Плотность выражается формулой

$$\rho = \frac{M}{V} = \frac{G}{gV}, \quad \frac{кг \cdot сек^2}{м^4}, \tag{3}$$

где G — вес;

g — ускорение силы тяжести.

В рудничной вентиляции за стандартную плотность воздуха принимается $\rho = 0{,}122 \frac{кг \cdot сек^2}{м^4}$, что соответствует воздуху при температуре 15° С, давлении 760 *мм рт. ст.* и влажности 60%.

Удельный вес воздуха. Удельным весом γ воздуха называется вес воздуха в единице объема:

$$\gamma = \frac{G}{v}.$$

В рудничной вентиляции за стандартный (нормальный) удельный вес γ_0 воздуха принимается 1,2 *кг/м*^{3}, что при давлении в одну атмосферу соответствует весу 1 *м*^{3} воздуха при t равной 15° С и влажности 60%.

Вязкостью воздуха называется его свойство оказывать сопротивление касательным усилиям. Причиной вязкости является внутреннее трение.

Вязкость воздуха характеризуется коэффициентом μ. Его размерность *кг·сек/м*^{2}. Вязкость воздуха увеличивается с возрастанием температуры; при 0° С и давлении 760 *мм рт. ст.* $\mu = 1{,}712 \cdot 10^{-6}$.

Наряду с коэффициентом абсолютной вязкости μ в аэродинамике пользуются также коэффициентом кинематической вязкости, который представляет собой отношение коэффициента вязкости к плотности воздуха:

$$\nu = \frac{\mu}{\rho}, \quad м^2/сек.$$

Значение ν для воздуха при температуре +15° С и давлении 760 *мм рт. ст.* составляет $14{,}4 \cdot 10^{-6}$.

Давление воздуха является главной физической величиной, с которой приходится иметь дело при рассмотрении всех основных вопросов, связанных с проветриванием рудников. Давление воздуха измеряется миллиметрами ртутного столба, а разность давлений ввиду небольшой величины этой разницы в шахтных условиях — миллиметрами водяного столба.

В рудничной вентиляции приходится встречаться со следующими тремя видами давления воздуха: абсолютным, депрессией и скоростным.

Абсолютное давление воздуха — это давление, которое оказывает столб атмосферного воздуха. За нормальное атмосферное давление p_0 принимается давление в 760 *мм рт. ст.* при 0° С, называется оно физической атмосферой. С изменением высоты H над уровнем моря давление p_0 изменяется следующим образом:

Высота H, *м*	0	100	200	300	500	800	1000	1500
Давление p_0, *мм рт. ст.*	760	754	742	737	716	699	674	635

С глубиной давление увеличивается в зависимости от температуры воздуха примерно на 9—10 *мм рт. ст.* на каждые 100 *м* вертикального столба воздуха. Так, на глубине 1500 *м* давление будет

$$760 + 142{,}5 = 902{,}5 \text{ мм рт. ст.}$$

В технике для удобства вычислений за атмосферное давление принимают метрическую или техническую атмосферу — давление, равное 1 *кГ/см*^{2}. Техническая атмосфера равна 0,968 физической атмосферы, или равна 735,56 *мм рт. ст.*, или 10 000 *мм вод. ст.*

Пользуются также единицей давления бар, представляющей собой давление в 1 млн. дин на 1 *см*^{2} (дина — сила, которая массе в 1 *г* сообщает ускорение в 1 *см/сек*^{2}). Бар равен 750,08 *мм рт. ст.* при 0° С.

Физическая атмосфера равна 760 *мм рт. ст.*, или 10 333 *кг/м*^{2}, или 10 333 *мм вод. ст.*, или 1,013 бара.

Так как удельный вес воды γ равен 1000 *кг/м*^{3}, то давлению в 1 *кг/м*^{2} соответствует столб воды высотой в 1 : 1000 = 0,001 *м* = = 1 *мм*, а давлению в p *кг/м*^{2} — столб высотой в p *мм*; другими словами, давление, выраженное в *кг/м*^{2}, численно равняется значению того же давления в *мм вод. ст.*:

$$p \text{ кг/м}^2 = p, \text{ мм вод. ст.}$$

Депрессия. Разница давлений между двумя сечениями движущегося воздушного потока называется депрессией. Депрессией также называют разницу между атмосферным давлением p_0 и давлением $p_{\text{всас}}$, создаваемым всасывающим вентилятором при его работе на руднике, т. е.

$$h_{\text{всас}} = (p_0 - p_{\text{всас}}) \cdot 13{,}6, \text{ мм вод. ст.} \qquad (4)$$

Напором (компрессией) называют разницу между давлением $p_{наг}$, создаваемым нагнетательным вентилятором, и атмосферным давлением, т. е.

$$h_{наг} = (p_{наг} - p_0) \cdot 13{,}6, \text{ мм вод. ст.} \quad (5)$$

Депрессией называется также та разница давления воздуха между начальным и конечным сечениями какой-нибудь выработки, которая вызывает перемещение в ней воздуха. Если обозначить давления соответственно в начальном и конечном сечениях участка выработки через $p_а$ и $p_в$, то депрессия этого участка будет

$$h_{ав} = (P_а - P_в) \cdot 13{,}6 \text{ мм вод. ст.} \quad (6)$$

Скоростное давление создается движущимся воздухом. Оно действует в направлении движения воздуха и представляет собой кинетическую энергию потока

$$h_{ск} = \frac{v^2\gamma}{2g}, \text{ кГ/м}^2, \quad (7)$$

где v — скорость движения воздуха, *м/сек*;
γ — удельный вес воздуха, *кг/м*^{3};
g — ускорение силы тяжести, *м/сек*^{2}.

Глава II

ПРИБОРЫ И МЕТОДЫ ИЗМЕРЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ, ВЛАЖНОСТИ, ДАВЛЕНИЯ И СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА

§ 1. Измерение температуры рудничного воздуха

Для измерения температуры воздуха в рудниках применяют пращевые термометры. Пращевые термометры бывают ртутные, со шкалой в пределах от —35° до +45° С и спиртовые, со шкалой от —60 до +35° С. Цена деления шкалы 0,5. Верхний конец термометров снабжают металлическим колпачком, имеющим ушко, к которому привязывается шнур. Колпачок имеет винтовую резьбу, служащую для закрепления термометра в футляре. При измерении температуры воздуха в подземных выработках вращают термометр в течение 3—4 *мин* и затем записывают его показания. В каждом пункте делают по два замера. При этом показания термометров должны быть одинаковыми. В мокрых выработках следует избегать попадания воды на шарик термометра, который следует вытирать насухо перед каждым замером. При взятии отсчета источник света следует располагать позади термометра.

§ 2. Измерение температуры горных пород

Температуру горных пород измеряют *а*) максимальным или минимальным термометром, вставляемым в шпур. Устья шпуров закрывают. Чтобы термометр воспринял температуру окружающих пород,

необходимо его нахождение в шпуре не менее 6—12 *ч*, после чего термометр быстро извлекают из шпура и записывают его показания; *б*) специальной гильзой с водой, вставляемой в скважину не менее чем на 4—5 *ч*, после чего гильза извлекается и температура воды быстро измеряется; *в*) электрическими термометрами сопротивления (применяют обычно для измерения температуры пород в глубоких скважинах).

§ 3. Дистанционный контроль температуры рудничного воздуха

Для получения достоверных и своевременных данных об окислительном процессе, происходящем в обрушенном пространстве на медноколчеданных рудниках, ЦНИГРИ предложен метод автоматического дистанционного контроля за температурой воздуха специальной установкой, состоящей из приборов МС-1 и ЭМВ-2 (рис. 68). Принцип действия этих приборов основан на измерении омического сопротивления датчика, которое изменяется в зависимости от температуры. В качестве датчиков применяют медные термометры сопротивления.

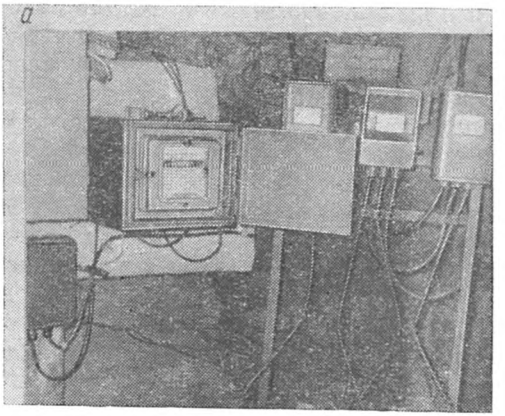
Прибор МС-1 (рис. 68, *а*) регистрирует температуру от 0 до 100° С, точность измерения ±0,5%. Прибор имеет шесть выносных датчиков для непрерывного автоматического определения температуры последовательно в шести точках.

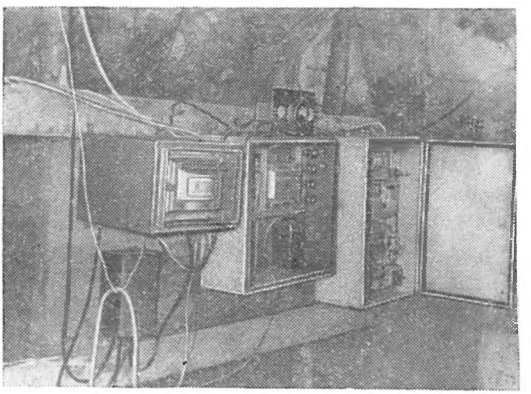
Прибор ЭВМ-2 (рис. 68, *б*) имеет двенадцать выносных датчиков для регистрации температуры в двенадцати различных точках. Переключение точек, в которых определяется температура, производится вручную. Для этой цели имеется специальный кнопочный переключатель. При нажатии соответствующей кнопки стрелка прибора показывает на шкале температуру в данной точке.

Чтобы датчик температуры *1* (рис. 68, *в*) удерживался в скважине (при контроле температуры), к нему привариваются специальные непружинящие *3* и пружинящие *4* направляющие, которые прочно удерживают всю конструкцию в восстающих скважинах, а при необходимости и позволяют извлекать ее обратно. Сбоку датчика располагается штуцер *2* для подсоединения резиновой трубки, по которой воздух из выработанного и обрушенного пространства отсасывается для газового анализа. Эти приборы успешно применяют на Дегтярском руднике.

§ 4. Измерение влажности рудничного воздуха

Влажность рудничного воздуха измеряется психрометрами. На практике наибольшее распространение получили психрометры, снабженные вентилятором. На рис. 69 показана схема аспирационного психрометра. Он состоит из двух ртутных термометров *1* и *2*, закрепленных в специальной оправе, и аспиратора *3* для засасывания воздуха. Прибор оснащен грушей с пипеткой *4* для смачивания





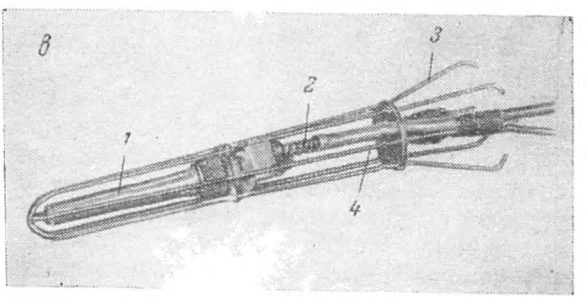


Рис. 68. Приборы МС-1 (*а*), ЭМВ-2 (*б*) и датчик температуры (*в*)

батистового колпачка резервуара термометра, металлическим стержнем для подвешивания прибора и ключом *5* для завода вентилятора.

Термометры прибора имеют цену деления 0,2° С. Они защищены от механических повреждений металлическими планками *6*. Резервуары термометров находятся внутри трубок *7*, которые, в свою очередь, заключены внутри трубок *8* большого диаметра. Такая двойная трубчатая защита с воздушной прослойкой предохраняет термометры от нагревания. Трубки *7* и *8* соединены с трубкой главного воздухопровода *9*, помещенной между термометрами и верхним концом сообщающейся с аспиратором *3*.

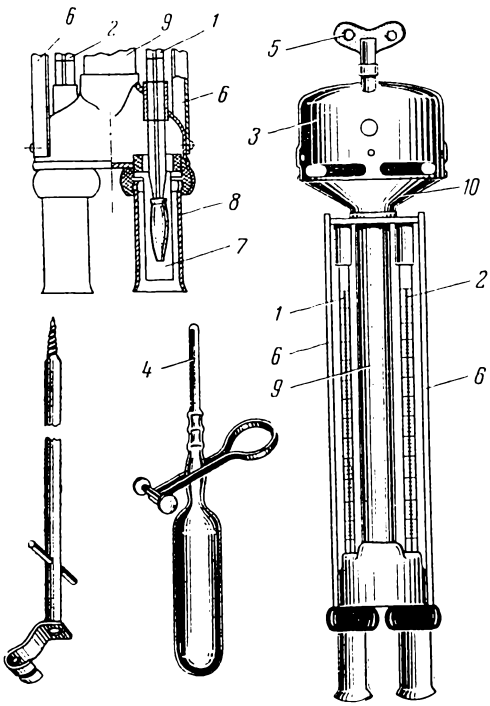


Рис. 69. Психрометр аспирационный

Аспиратор состоит из вентиляторного диска, приводимого во вращение заводным механизмом. Действием вентилятора воздух всасывается снизу внутрь трубок *7* и *8*, обтекает резервуары термометров, проходит по воздухопроводу *9* к аспиратору и выбрасывается наружу через имеющиеся вокруг него прорези *10*.

Порядок замера влажности воздуха психрометром следующий:

1) смачивают батистовый колпачок на резервуаре термометра;

2) осторожно заводят вентилятор до отказа, чтобы не сорвать пружину;

3) через 4 *мин* после завода записывают отсчет вначале по мокрому, а затем по сухому термометру;

4) по разности показаний термометров (пользуясь специальной таблицей) вычисляют относительную влажность воздуха.

Для определения относительной влажности пользуются номограммой, приведенной на рис. 70. Для этого по вертикальной линии отмечают показания мокрого термометра, а по горизонтальной — показания сухого термометра и на пересечении этих линий находят искомую относительную влажность в процентах.

Психрометрами можно пользоваться до небольших отрицательных температур, а именно —10° С. При более низких температурах воздуха следует пользоваться гигрометром (рис. 71). Гигрометр состоит из металлической рамки *1*, на которой укреплен обезжиренный волос *2*. Верхний конец волоса закрепляется винтом *3*, а нижний

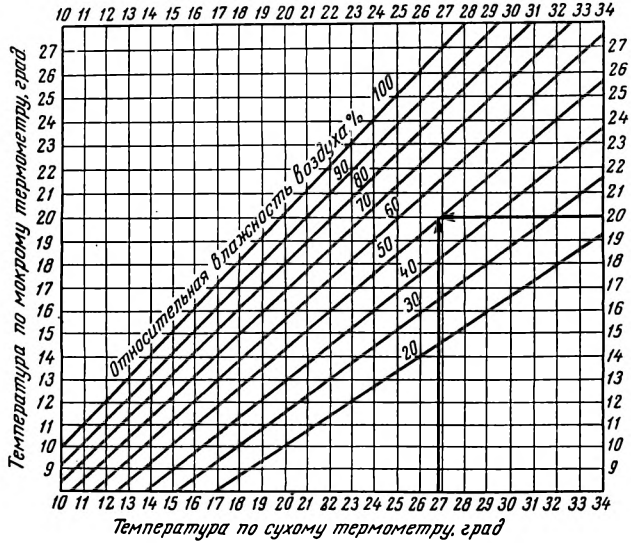


Рис. 70. Номограмма для определения относительной влажности воздуха

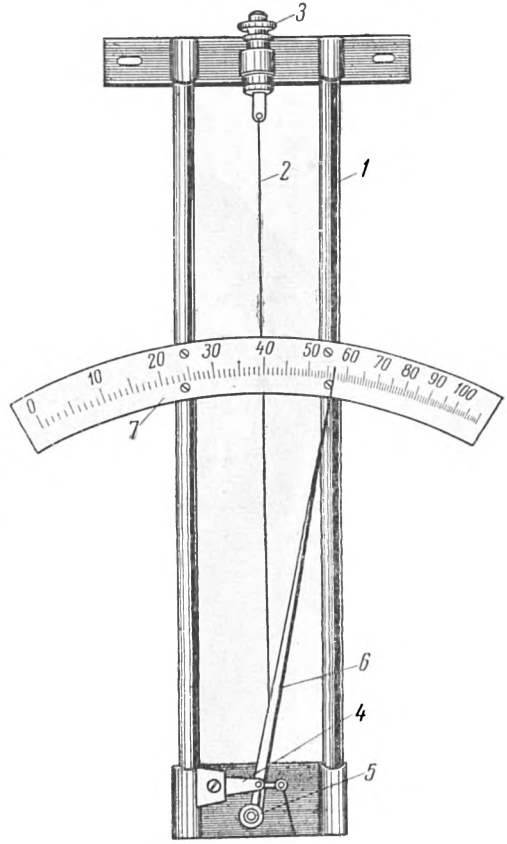


Рис. 71. Волосяной гигрометр

блоком *4* и грузиком *5*. На оси блока прикреплена стрелка *6*, которая перемещается вправо и влево при изменении длины волоса. Шкала *7* прибора разделена на 100 делений (от 0 до 100), соответственно процентам относительной влажности. Преимущество гигрометра в том, что его показания даются непосредственно в процентах относительной влажности.

§ 5. Измерение абсолютного давления воздуха

Барометр-анероид (рис. 72) имеет основной своей частью плоскую металлическую запаянную гофрированную коробку *1*, из которой выкачан воздух (разрежение в коробке порядка нескольких миллиметров ртутного столба). Чтобы не допустить сплющивания коробки

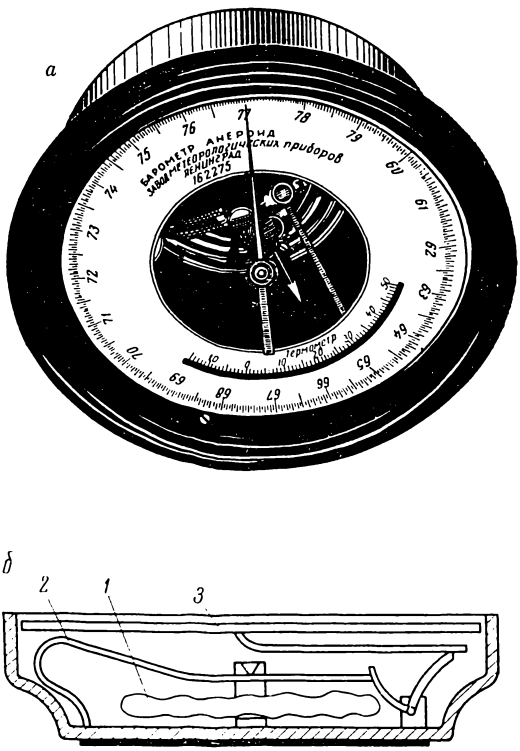
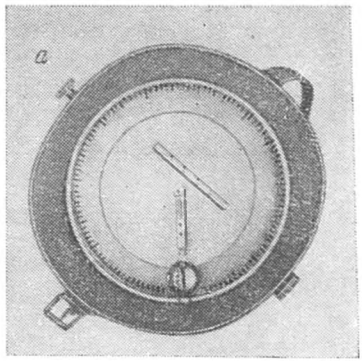


Рис. 72. Барометр анероид:
а — общий вид; *б* — схема устройства

под действием атмосферного давления, верхняя сторона ее оттягивается сильной пластинчатой пружиной *2*. Действие барометра основано на изменении формы коробки при изменении давления воздуха. Когда давление увеличивается, коробка сжимается, а когда уменьшается — раздувается. Это вызывает движение конца пружины

и связанной с ней через систему рычагов стрелки *3* прибора. Выпускаемые нашими заводами барометры имеют шкалу с ценой деления 0,5 *мм*. Пределы измерения от 600 до 800 *мм рт. ст.*

Каждый барометр-анероид снабжается свидетельством, в котором приведены: 1) поправка шкалы, учитывающая инструментальные неточности; 2) температурная поправка, учитывающая влияние изменения температуры частей барометра на перемещение его стрелки; 3) добавочная поправка, учитывающая все неточности, остающиеся после введения поправок шкалы и температуры.



Давление воздуха барометром измеряют следующим образом: 1) на месте замера (выждав 20—30 *мин*) устанавливают горизонтально футляр с прибором; 2) открывают крышку и, не вынимая из футляра, поворачивают барометр так, чтобы луч зрения падал отвесно на конец стрелки; 3) затем, слегка постучав пальцем по стеклянной крышке барометра, наблюдают за положением стрелки, пока она не перестанет смещаться; 4) после этого берут отсчет по концу стрелки и одновременно записывают показание термометра при барометре; 5) в полученное показание барометра вводят поправки из свидетельства прибора.

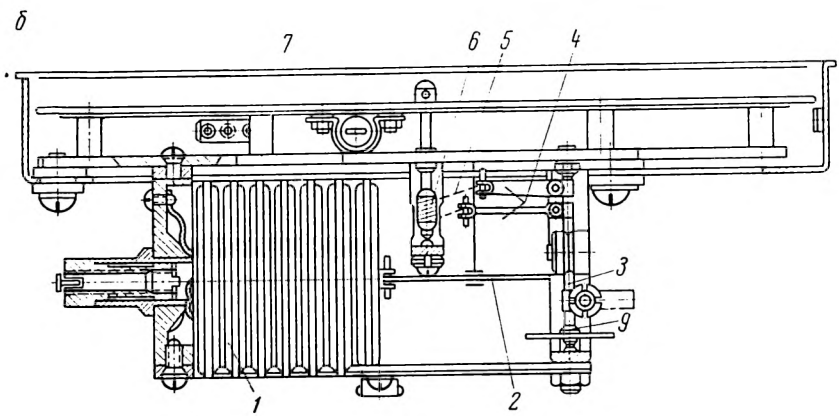


Рис. 73. Микробарометр МБ-1:
а — общий вид; *б* — схема устройства

Микробарометр МБ-1 (рис. 73) — весьма чувствительный прибор, имеющий относительно большой диапазон измерения давления (720—840 *мм рт. ст.*). Он предназначен для депрессионных съемок рудников. Принцип действия этого прибора основан на

функциональной зависимости между измеряемым давлением и упругими деформациями мембран анероидного блока.

При измерении давления блок анероидных коробок *1* сжимается или растягивается. Эти перемещения блока передаются через жесткую тягу *2* на промежуточную ось *3*. Вращение последней воспринимается рычагом *4* с пружиной и пластинчато-шарнирными цепочками *5*, которые сообщают вращательное движение оси *6* стрелке *7*, благодаря чему она перемещается по шкале. Шкала прибора проградуирована в миллиметрах ртутного столба. Цена деления шкалы 0,1 *мм рт. ст.*

Для уменьшения влияния температуры внешней среды прибор помещается в футляр из теплоизоляционного материала. Вес прибора без футляра 1,5 *кг*.

§ 6. Измерение разности давлений (депрессии)

Для измерения разности давлений в шахтах применяются U-образные манометры (депрессиометры) и микроманометры.

Депрессиометр прост по устройству и состоит из U-образной трубки диаметром 5—10 *мм* и деревянной шкалы, на которой нанесены деления в миллиметрах. Трубка до уровня нулевой линии заполняется водой.

При измерениях оба колена депрессиометра отрезками резиновой трубки присоединяют к тем местам, разность давления которых требуется измерить. Вода при этом поднимается в колене, присоединенном к месту с меньшим давлением, и опускается в другом колене. Разность уровней воды в них будет численно равна разности давлений. Отсчеты берут по обоим менискам и затем складывают.

U-образный манометр позволяет довольно точно измерить разности давлений в условиях рудников. Его показания будут правильны даже при неправильном заливании прибора водой, т. е. когда мениск при выключении прибора не устанавливается на нулевой линии; при этом отсчет по одному колену будет преуменьшен, а по другому преувеличен на одну и ту же величину. Для правильного показания прибора необходимо постоянство диаметра трубки и правильность делений шкалы.

Для измерения малых депрессий около 3—4 *мм*, которые имеют место при определении естественной тяги рудника, а также для измерения депрессии с большой точностью, какая обычно требуется при выполнении научно-исследовательских работ, применяют микроманометры с наклонной шкалой типа ЦАГИ, ММН или МФУ

На рис. 74 показан микроманометр типа ЦАГИ. Он состоит из закрытого цилиндра *1*, помещенного внутри обоймы *2*, наглухо прикрепленной к подставке *3* прибора. К цилиндру прикреплена открытая сверху обойма *4*, в которую вмонтирована измерительная трубка *5* с делениями в миллиметрах; трубка *5* одним концом соединена с цилиндром *1*, а другим — с узкой изогнутой трубкой, припаянной к цилиндру *1* и снабженной насадкой *6* для присоединения

к нему резиновой трубки. Насадок *7*, сообщающийся с полостью цилиндра *1*, служит для присоединения второй резиновой трубки. Цилиндр *1* свободно поворачивается внутри обоймы *2*. Это позволяет устанавливать измерительную трубку *5* в различные наклонные положения, закрепляемые штифтом *8* на стойке *9*, имеющей отверстия с цифрами 0,5; 0,25; 0,125. Эти цифры означают соответствующие синусы углов наклона трубки. Чугунная подставка снабжена двумя установочными винтами *10* и двумя уровнями *11*.

Замер депрессии микроманометром на рудниках производят следующим образом. Прежде всего выбирают место для установки прибора: оно должно находиться по возможности вне действия прямой струи воздуха, а также в таком месте, где движение людей и транспорта не мешает производству наблюдений. Поставив прибор

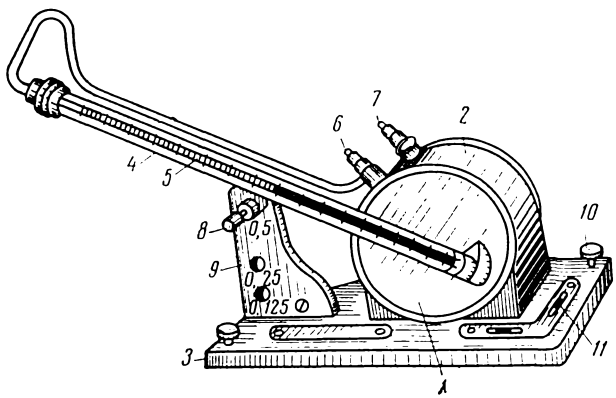


Рис. 74. Микроманометр типа ЦАГИ

на подставку, уровнями устанавливают его строго горизонтально. Записывают начальный отсчет при отключенном приборе. Присоединяют насадки микроманометра при помощи резиновой трубки к воздухопроводу, разность давления которого требуется определить; при этом, если измеряется депрессия, то конец резиновой трубки, протянутой от воздухопровода, присоединяется к насадке *6*, а если напор — к насадке *7*.

При относительно большой величине депрессии или при заранее не известной ее величине рекомендуется первый замер делать при вертикальном положении измерительной трубки. Если при этом окажется, что величина депрессии не слишком велика, то следует опустить измерительную трубку и установить ее на требуемый угол наклона. Затем записывают показания прибора.

Результаты измерений обрабатывают в следующем порядке. Вначале определяют по тарировочной кривой удельный вес спирта $\Delta_{сп}$ для температуры, при которой делались замеры микроманометром. Затем находят из свидетельства прибора значение

поправочного коэффициента ξ, вычитают из показания прибора начальный отсчет и полученную разницу пересчитывают по формуле

$$h = h_{\text{накл}} F \Delta_{\text{сп}} \xi, \ мм\ вод.\ ст.$$

где F — коэффициент наклона, при котором производится замер депрессии.

На рис. 75 показан микроманометр типа ММН. На подставке *1* укреплен стальной штампованный резервуар *2*. Сверху резервуар герметически закрыт крышкой *3* на резиновой прокладке. На крышке укреплены трехходовой кран *4*, пробка *5* для наполнения прибора спиртом и регулятор *6* для установки мениска спирта на нулевое положение. К плите прикреплен кронштейн *7*, на котором смонтирована измерительная трубка *8* с защитной трубкой *9*. Измерительная трубка присоединена (посредством резиновых трубок) одним концом к отводу резервуара *2* (снизу), а другим концом к насадку трехходового крана *4*. Шкала измерительной трубки имеет 250 делений, и каждое ее деление соответствует 1 *мм*.

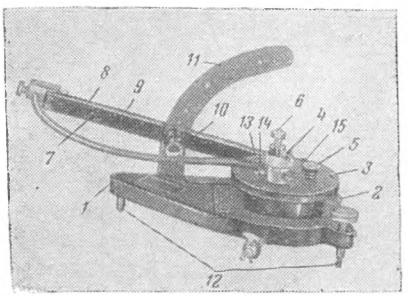


Рис. 75. Микроманометр типа ММН

Установка кронштейна с измерительной трубкой на требуемый угол наклона осуществляется закреплением его фиксатором *10* на стойке *11*, имеющей пять отверстий с цифрами 0,2; 0,3; 0,4; 0,6 и 0,8, обозначающих постоянный множитель прибора k,

$$k = \Delta \sin\alpha \left(1 + \frac{d^2}{D_р^2 - D_б^2}\right),$$

где Δ — удельный вес этилового спирта (0,8095 *г/см*³);
α — угол наклона измерительной трубки;
d — внутренний диаметр измерительной трубки (4 *мм*);
$D_р$ — внутренний диаметр резервуара (88 *мм*);
$D_б$ — диаметр регулирующего барабана (45 *мм*).

Приведение мениска спирта в измерительной трубке на нулевое положение производится изменением уровня спирта в резервуаре *2* путем большего или меньшего погружения поплавка, укрепленного на оси регулятора *6*. Для установки микроманометра в строго горизонтальное положение на подставке *1* имеются два уровня и два установочных винта *12*.

Присоединение прибора к местам замера осуществляется посредством резиновых трубок, присоединяемых к штуцерам трехходового крана *4*. Каналы крана расположены таким образом, что при его повороте против часовой стрелки резервуар и измерительная трубка

сообщаются с атмосферой, а отверстия крана не сообщаются со штуцерами *14* и *15*. При этом положении крана проверяется установка мениска на нулевом делении шкалы. При повороте крана по часовой стрелке штуцер *15* сообщается с резервуаром, а штуцер *14* — со штуцером *13* и через него с измерительной трубкой, при этом ведущее в атмосферу отверстие перекрывается.

Порядок работы при измерении депрессии следующий:

1) при помощи уровней устанавливают прибор горизонтально;

2) измерительную трубку устанавливают на требуемый наклон и проверяют нуль прибора;

3) соединяют прибор с объектом измерения; если измеряется депрессия, то конец резиновой трубки (идущий от места замера) надевается на насадку *14*, а если напор — на насадку *15*;

4) поворачивают трехходовой кран по часовой стрелке и записывают показание прибора;

5) измеряют термометром температуру воздуха у места установки микроманометра.

Истинное показание прибора определяется по формуле

$$h = h_{\text{накл}} k П, \ мм\ вод.\ ст.,$$

где $h_{\text{накл}}$ — отсчет по шкале прибора;

k — постоянная прибора, соответствующая значению той цифры на стойке *11*, на которую была закреплена измерительная трубка при замере депрессии;

$П$ — поправочный коэффициент на изменение удельного веса спирта под влиянием температуры; значение его находится на таблице, прилагаемой к прибору

Микроманометр типа МФУ в отличие от микроманометра ММН имеет четыре положения измерительной трубки: 0,1; 0,2; 0,3 и 0,4.

При замерах депрессии удобно пользоваться специальными воздухомерными трубками, которые служат для передачи давления микроманометру или депрессиометру. Они устанавливаются в местах замера давления и соединяются с микроманометром резиновыми трубками.

На практике применяют два типа воздухомерных трубок: статические (для измерения статической депрессии $h_{\text{ст}}$) и динамические (для измерения скоростного давления $h_{\text{ск}}$, а также полной депрессии $h_{\text{полн}}$ равной алгебраической сумме $h_{\text{ст}}$ и $h_{\text{ск}}$).

§ 7. Приборы для измерения скорости движения воздуха

Для измерения скорости движения воздуха в подземных выработках применяют анемометры различных систем.

1. Технический анемометр бывшего ленинградского завода «Метприбор» (рис. 76, *а*) состоит из укрепленной на оси крыльчатки, вращающейся в двух подшипниках, и счетного механизма, отсчитывающего число оборотов крыльчатки. Счетчик имеет большую стрелку,

отсчитывающую единицы и десятки, и малые стрелки — для отсчета сотен и тысяч оборотов. Анемометр применяют для замера скоростей движения воздуха от 0,4 до 8 *м/сек*.

2. Анемометр АСО-3 со струнной осью (рис. 76, *б*) выпускается московским заводом «Гидрометприбор». Анемометр очень чувствителен и предназначен для замера малых скоростей — от 0,1—0,2 до 5 *м/сек*.

3. Чашечный анемометр МС-13 (рис. 76, *в*) конструктивно отличается от крыльчатого анемометра тем, что у него вместо колеса с лопатками имеются четыре полусферические чашки, установленные

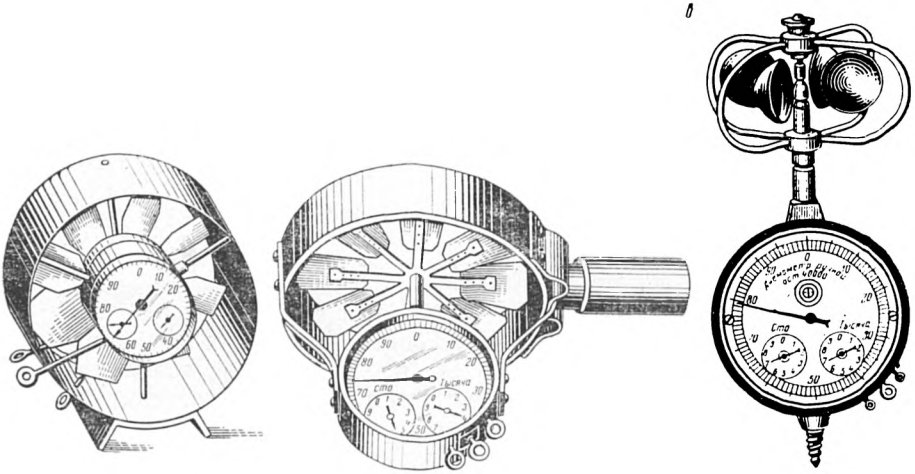


Рис. 76. Анемометры:
а — технический; *б* — АСО-3; *в* — чашечный

на концах двух взаимно-перпендикулярных стерженьков, укрепленных на общей оси. Ось посредством имеющегося на конце винта, соединяется со счетным механизмом и передает свое вращение стрелкам. Чашечные анемометры вследствие их малой чувствительности и большой прочности применяют для замера больших скоростей движения воздуха — от 1,5 до 20 *м/сек*. Они не зависят от направления движения потока и потому не нуждаются в установке по направлению потока. Обычно при замере скорости движения воздуха чашечным анемометром его устанавливают в вертикальном положении, т. е. чашками вверх. Его можно устанавливать и чашками вниз, но не в наклонном или горизонтальном положении, так как он для этих положений не калиброван.

4. *Термоэлектрический анемометр АТЭ-2* * применяют для контроля за вентиляцией рудников, где имеется необходимость в определении малых скоростей движения воздуха.

---

* Разработан сотрудниками ВостНИИ В. М. Маевской, А. Д. Морозовым и А. А. Свиридовым.

Действие прибора основано на том принципе, что при охлаждении термопар потоком проходящего через специальный датчик воздуха падение электродвижущей силы в них пропорционально скорости движения потока. Общий вид термоэлектрического анемометра АТЭ-2 показан на рис. 77.

Датчик скорости представляет собой батарею термопар, расположенную в корпусе из полистирола. В ручке корпуса имеется гнездо четырехконтактного штепсельного разъема.

Батарея термопар состоит из 35 последовательно соединенных термопар, изготовленных из константановой и стальной проволоки диаметром 0,25 *мм*. Термопары смонтированы в кольце из полистирола.

Стыки термопар выведены во внутреннюю часть кольца и расположены в два ряда. Один ряд составляет холодные концы термопар, а другой — горячие, к которым приклеена манганиновая проволока, подогревающая термопару. Размещение холодных и горячих спаев термопар по внутренней части корпуса датчика позволяет устранить влияние изменения температуры внешней среды.

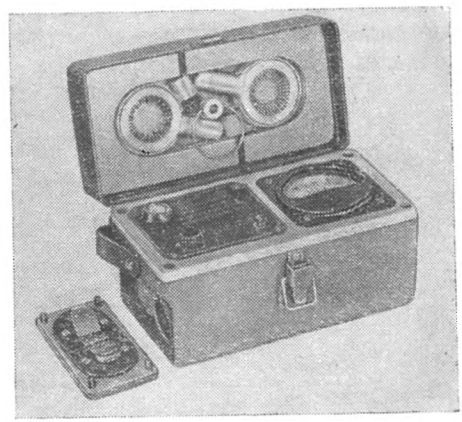


Рис. 77. Термоэлектрический анемометр АТЭ-2

Применение в приборе батареи термопар, выполненной в виде двух рядов, проволоки которых имеют разную длину и соединены последовательно, значительно повышает точность измерений.

Определение направления воздушной струи при весьма малых скоростях производится специальным датчиком направления.

Устройство датчика направления мало отличается от устройства датчика скорости, за исключением некоторых деталей: два ряда термопар имеют одинаковую длину и наклонены внутрь датчика к его среднему сечению. В среднем сечении на опорных проволочках укреплена нить накала, находящаяся на равном расстоянии между концами термопар обоих рядов.

При движении потока воздуха через датчик тепло с нити накала переносится на один из рядов термопар в направлении потока. В результате этого стрелка прибора отклоняется от нейтрального положения в одном определенном направлении. На корпус датчика нанесена стрелка. Датчик следует повернуть так, чтобы стрелка измерительного прибора отклонилась вправо (по часовой стрелке), тогда стрелка на корпусе датчика указывает направление движения воздуха.

В качестве регистрирующего прибора используют милливольтметр М-261.

Для получения достоверных результатов при скорости движения струи воздуха менее 0,3 *м/сек* замер производится в нескольких точках. В зависимости от площади сечения выработки намечается от 9 до 12 точек, равномерно распределенных по ее сечению. В каждой точке поочередно размещается датчик. Производя замеры во всех точках сечения выработки, определяют среднее значение скорости движения в ней воздуха. Применение прибора АТЭ-2 на рудниках позволит более оперативно осуществлять контроль проветривания горных выработок.

5. *Приборы для дистанционного автоматического измерения скорости воздушных потоков.* В связи со значительным увеличением добычи полезных ископаемых, повышением производительности

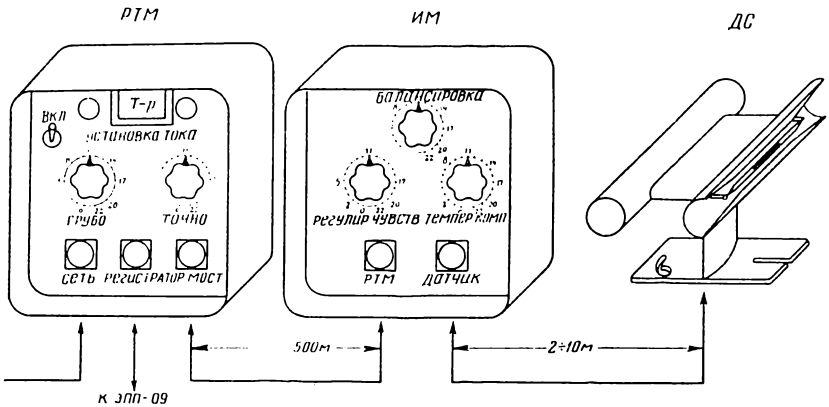


Рис. 78. Электротермоанемометр ЭТА-10

труда, увеличением размеров шахтных полей все большее значение приобретает автоматическое управление проветриванием рудников. Одной из первоочередных задач является создание автоматических непрерывно действующих приборов контроля за расходом воздуха в горных выработках.

ЦНИГРИ на основе анализа известных методов и средств измерения скорости движения воздушных потоков разработаны технические требования к приборам этого типа.

По техническим требованиям ЦНИГРИ Всесоюзным электротехническим институтом им. Ленина (ВЭИ) созданы электротермоанемометры ЭТА-10 и ЭТАМ-10.

Электротермоанемометр ЭТА-10 (рис. 78) представляет собой комплект аппаратуры для непрерывного дистанционного измерения скорости воздушных потоков в рудничных условиях в диапазоне 0,2—2 *м/сек* [78]. Прибор одноточечный с возможностью выноса датчика скорости от регистрирующего прибора на расстояние до 500 *м*. Действие ЭТА-10 основано на сочетании принципов скомпен-

сированного по температуре электротермоанемометра в режиме постоянного тока и трубки Вентури. Это сочетание предложено для частичного выравнивания характеристики прибора. Комплект ЭТА-10 состоит из датчика скорости ДС, соединенного четырехпроводным кабелем длиной 2—10 *м* с измерительным мостом *ИМ* и регулятора тока моста *РТМ*. Блоки *ИМ* и *РТМ* соединены между собой кабелем длиной 500 *м*. Показания электротермоанемометра регистрируются самопишущим потенциометром ПСР-1-14. Датчик скорости *ДС* состоит из двух параллельно расположенных дюралевых патрубков с наружным диаметром 40 *мм* и длиной 240 *мм*, закрепленных на двутавровой стойке. Оси патрубков совпадают с направлением потока. Внутри патрубков, имеющих специальный профиль, соосно помещены чувствительные элементы, представляющие собой керамические трубки с намотанной посередине медной эмалированной проволокой диаметром 0,05 *мм*, покрытой специальным составом, стойким к агрессивным примесям. Оба чувствительных элемента, находящихся в потоке воздуха, образуют параллельные плечи $R_у$ и $R_ш$ измерительного моста. Сопротивление чувствительного элемента $R_у = 35$ *ом* при $t = 20°$ С, а $R_ш = 70$ *ом*. Так как сопротивление $R_у$ вдвое меньше $R_ш$, то через $R_у$ проходит вдвое больший ток, чем через $R_ш$. Это вызывает более интенсивный его нагрев, причем установившаяся температура элемента $R_у$ будет зависеть от интенсивности охлаждения и, следовательно, от скорости воздушного потока, тогда как для слабо нагретого элемента скорость потока практически не влияет на его температуру.

Регулятор тока моста РТМ представляет собой стабилизатор тока, собранный на полупроводниковых диодах и триодах, позволяющий двумя ступенями («грубо», «точно») регулировать ток, питающий измерительный мост.

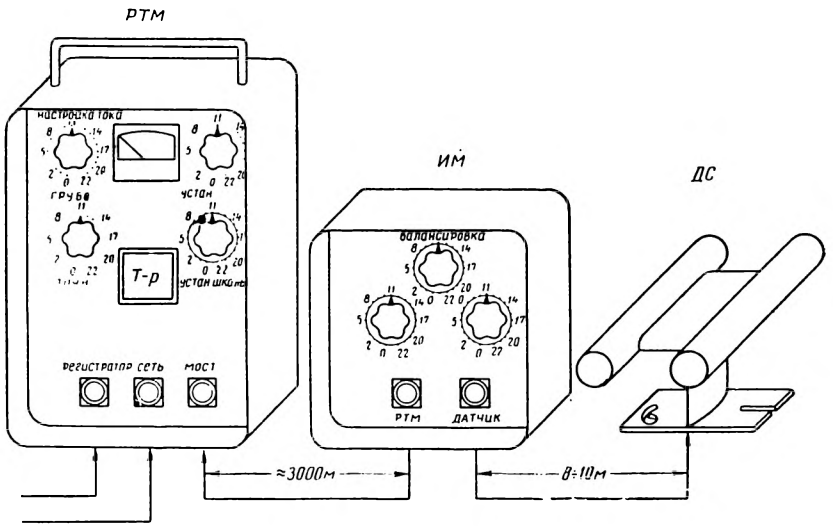
Комплект аппаратуры ЭТА-10 питается от сети переменного тока напряжением 127 или 220 *в* и потребляет мощность 30 *вт*. Общий вес комплекта 19,5 *кг*.

Электротермоанемометр ЭТАМ-10 (рис. 79, *а*) представляет собой комплект аппаратуры для непрерывного дистанционного измерения скорости движения воздушного потока от 0,2 до 20 *м/сек*. Прибор одноточечный. Допустимое удаление датчика скорости с измерительным мостом от регулятора тока и регистратора до 3000 *м*. Действие прибора ЭТАМ-10 основано на сочетании принципов скомпенсированного по температуре электротермоанемометра с автоматической настройкой тока и трубки Вентури. Датчик скорости *ДС* и измерительный мост *ИМ* конструктивно и принципиально не отличаются от датчика и измерительного моста аппаратуры ЭТА-10. Наиболее сложной частью ЭТАМ-10 является блок *РТМ*, который должен обладать большим коэффициентом усиления по постоянной составляющей при малом дрейфе.

Питание прибора от сети переменного тока напряжением 127 или 220 *в*, частотой 50 *гц*. Общий вес комплекта 41,5 *кГ*.

На рис. 79, *б* показан общий вид блоков ЭТАМ-10.

а



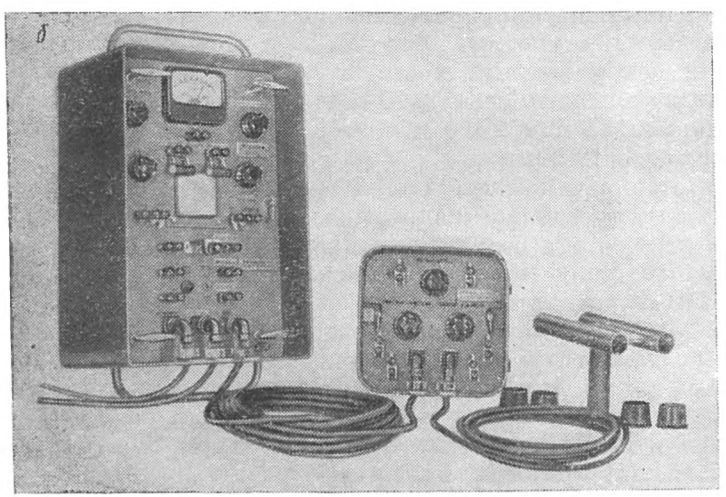


Рис. 79. Электротермоанемометр ЭТАМ-10:

а—схема устройства; *б*—общий вид блоков электротермоанемометра ЭТАМ-10

ЦНИГРИ проводились работы по дальнейшему усовершенствованию электротермоанемометра ЭТА-10. В результате на базе этого прибора был создан широкодиапазонный электротермоанемометр ЭТА-10-Ш. Принцип действия этого прибора такой же, как и ЭТА-10, хотя он имеет конструктивные отличия.

В электротермоанемометре ЭТА-10-Ш измерительный мост встроен в стойку датчика, а регулятор тока моста (РТМ) выполнен в виде малогабаритного блока и помещается в самопишущий потенциометр. Все это позволило уменьшить вес комплекта аппаратуры электротермоанемометра в 5 раз. Благодаря применению конусных насадок с различными диаметрами входных отверстий электротермоанемометр ЭТА-10-Ш имеет четыре диапазона измерения скоростей движения воздуха: 0,2—2,5; 0,75—5; 1,25—10 и 4,4—20 *м/сек*.

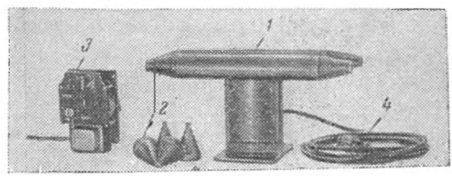


Рис. 80. Электротермоанемометр ЭТА-10-Ш:

1 — датчик скорости со встроенным измерительным мостом; *2* — демультипликаторы воздушного потока; *3* — регулятор тока моста; *4* — соединительный кабель

В качестве чувствительного элемента датчика применена платиновая проволока. Общий вид блоков ЭТА-10-Ш показан на рис. 80.

§ 8. Способы измерения скорости движения воздуха

Под скоростью движения воздуха обычно подразумевают среднюю скорость движения воздуха по подземным выработкам. Ее величина измеряется методом обвода сечения выработки и точечным методом. Первый метод, в свою очередь, разделяется на способы замера «перед собой» и «в сечении». При способе замера «перед собой» производящий измерение становится в выработке лицом к струе и на вытянутой руке, перемещаясь по сечению, равномерно водит анемометром, держа его перед собой. Данный способ рекомендуется в выработках высотой не более 2 *м*. При большой высоте выработки замер следует производить по способу «в сечении».

При замере «в сечении» замерщик становится спиной к боковой стенке выработки и, перемещаясь по ее сечению, равномерно водит анемометром перед собой на вытянутой руке. Путь анемометра тот же, что и при первом способе.

При определении v в обоих случаях необходимо вводить поправку на способ замера. Значение этой поправки при замере «перед собой» составляет 1,14, а при замере «в сечении» определяется по формуле

$$k = \frac{S - 0{,}4}{S},$$

где k — коэффициент поправки на способ замера;

S — сечение выработки, $м^2$;

0,4 — средняя площадь, занимаемая замерщиком, $м^2$.

При точечном способе замера площадь сечения выработки подразделяется на отдельные площадки s_1, s_2, ..., s_n. В центре каждой площадки измеряются скорости движения воздуха v_1, v_2, v_n, после чего подсчитывается средняя скорость

$$v_{ср} = \frac{s_1 v_1 + s_2 v_2 + \ldots + s_n v_n}{S}.$$

Для бо́льшей точности определения $v_{ср}$ рекомендуется делить сечение выработки на большое число площадок. Этот способ очень точен, но требует много времени, в течение которого количество протекающего по выработке воздуха обычно не остается постоянным. Поэтому необходимо одновременно с измерением скорости движения воздуха v_i по обходному прибору измерять скорость $v_к$ в какой-нибудь контрольной точке, расположенной в той же выработке рядом с замерной станцией. После обхода всех площадок находится среднее значение $v_{ср.\ контр}$ и все измеренные скорости движения воздуха приводят к этой скорости умножением на отношение $\frac{v_{ср.\ контр}}{v_к}$, где $v_к$ — скорость в контрольной точке, соответствующая скорости в данной площадке.

Точечная скорость движения воздуха v_i может быть определена с помощью воздухомерной трубки и микроманометра. Для этого вначале измеряют скоростной напор потока $h_{ск}$ в интересующей нас точке сечения, после чего определяют точечную скорость воздуха

$$v_i = \sqrt{h_{ск} \frac{2g}{\gamma}},\ м/сек.$$

Количество протекающего по выработке воздуха определяют умножением полученной скорости на площадь ее сечения в месте замера скорости, т. е.

$$Q = vS,\ м^3/сек.$$

При определении скорости движения воздуха на рудниках иногда замеры производят в выработках различного размера и самой разнообразной формы. Так, в районе околоствольного двора сечения выработок обычно большие, а скорость движения воздуха в них иногда так мала, что вблизи стенок выработки воздушная струя не может привести во вращение даже анемометр. Это приводит к неточностям при замерах количества протекающего по выработке воздуха.

В небольших выработках с неправильной формой сечения даже при прохождении небольшого количества воздуха скорость его движения весьма значительна. При этом также возможны большие погрешности в подсчете количества воздуха вследствие неточного определения площади сечения выработки. Поэтому в наиболее ответственных пунктах вентиляционной сети шахты следует устраивать замерные станции, которые должны располагаться: 1) вблизи околоствольных дворов для замера количества воздуха, поступающего в рудник; 2) в квершлагах; 3) в начале коренных штреков

и затем через каждые 800—1000 *м*; 4) на вентиляционных штреках; 5) во всех местах, где требуется систематическая проверка количества и размеров утечек воздуха.

Замерные станции должны устраиваться на прямых участках выработок с выдержанным сечением на протяжении не менее 10—15 *м*; на этом расстоянии не должно быть поворотов или дверей с окнами. Для обеспечения равномерного движения воздушной струи, а также для более точного измерения площади сечения выработки очень важно, чтобы стенки замерной станции были гладкими. Для этого поверхность стенок и кровли выработки на участке длиной 4—5 *м* очищают и выравнивают или обшивают досками. Чтобы обеспечить прохождение всего количества воздуха через замерную станцию и создать спокойное его течение, в начале станции делается небольшой раструб из досок. Доски должны быть гладко выстроганы и все щели хорошо промазаны глиной.

На каждой замерной станции прибивается дощечка с обозначением номера станции и площади ее сечения. На дощечке мелом записывают результаты замеров: сечение, скорость движения, количество протекающего воздуха, число и месяц замера.

При замере скорости движения воздуха в шахтах необходимо:

1) особо обращать внимание на правильный выбор места измерения количества воздуха; если замер производят не в замерной станции, то следует выбирать прямой незагроможденный какими-либо предметами участок с возможно более ровной крепью, плотно прилегающей к боковым стенкам; близость поворотов или вагонеток может значительно повлиять на результат замеров;

2) каждый раз перед замером проверять исправность вентиляционных устройств; вентиляционные двери, изолирующие струю, должны быть закрыты;

3) чтобы каждый замер продолжался не менее 100 *сек*; при большом сечении выработки (более 9—10 $м^2$) замер следует проводить за 2—3 *мин*;

4) чтобы число замеров в одном замерном сечении (при отсутствии расхождений результатов) было не менее двух; в случае же значительного расхождения результатов (более 5%) следует повторять замер до тех пор, пока не будут получены близкие между собой результаты;

5) замер в выработке с ремонтинами производить раздельно в каждой половине выработки; после замера оба результата складываются;

6) замеры скорости движения воздуха производить только тарированными приборами. Если на руднике имеется исправный анемометр с тарировочным удостоверением, то, пользуясь им, можно проверить остальные анемометры. Эта проверка производится следующим образом. Выбираются в шахте две (лучше три) выработки с различными скоростями движения в них воздуха, в которых намечаются замерные сечения на прямых участках. В каждом пункте замеряют скорость движения воздуха обоими анемометрами, чередуя

их. При этом соблюдается описанный выше порядок замера. После этого находят из тарировочного удостоверения исправного анемометра скорости движения воздуха для данных пунктов замера. Затем по этим значениям скорости движения воздуха и соответствующим показаниям счетчика проверяемого анемометра строится тарировочный график;

7) в каждом замерном пункте как можно точнее следует определять площадь сечения выработки.

Если почва выработки неровная или в ней имеется канавка, то необходимо определять площадь сечения канавки или углубления и прибавлять их к основной площади.

Для определения площади сечения выработок неправильной формы без крепи рекомендуются следующие способы. Если выработка не очень широкая, то примерно посередине ее устанавливается рейка (удобнее всего раздвижная) с отметками через каждые 20—25 *см*. От этих отметок измеряют расстояния до боковых стенок и заносят их в полевой журнал. По этим отметкам вычерчивают на бумаге сечение выработки и планиметрируют. Если же ширина выработки большая, то удобнее установить две стойки ближе к боковым стенкам на измеренном расстоянии одна от другой и в дальнейшем поступать согласно вышеизложенному.

Более удобно для этой цели пользоваться полуавтоматическим самозаписывающим прибором конструкции института ВНИИцветмета. Прибор предназначен для съемки полного контура сечения выработок и имеет простую конструкцию (рис. 81). При обводе контактирующего ролика штанги по контуру выработки карандаш вычерчивает на планшете в заданном масштабе контур снимаемой выработки. Съемка прибором позволяет фиксировать на чертеже все неровности в контуре сечения выработки. Ниже приведена техническая характеристика прибора.

Масштаб съемки . . .	1 : 10 и 1 : 20
Площадь сечения снимаемых выработок, $м^2$	4—20
Точность измерения линейных размеров, *см*	±1
Время съемки одного сечения, *мин*	3 ÷ 5
Минимальная длина копирной штанги, *мм*	1800
Размеры планшета, *мм*	400×400
Вес прибора, *кг*	5,6

В последнее время предложены более совершенные фотографические способы замера сечений и периметров горных выработок. Сущность этих способов заключается в фотографировании визуализированного тем или иным способом контура снимаемого объекта.

На кафедре вентиляции ЛГИ разработан * один из таких способов, который отличается от фотопланиметрических [93, 23] простотой и высокой точностью. При этом методе измеряемое сечение по периметру обводится специальным масштабным осветителем. Конструкция масштабного осветителя показана на рис. 82. Он состоит из

* В работе принимали участие П. А. Лысенков, Ю. Б. Мостепанов и О. Н. Русак.

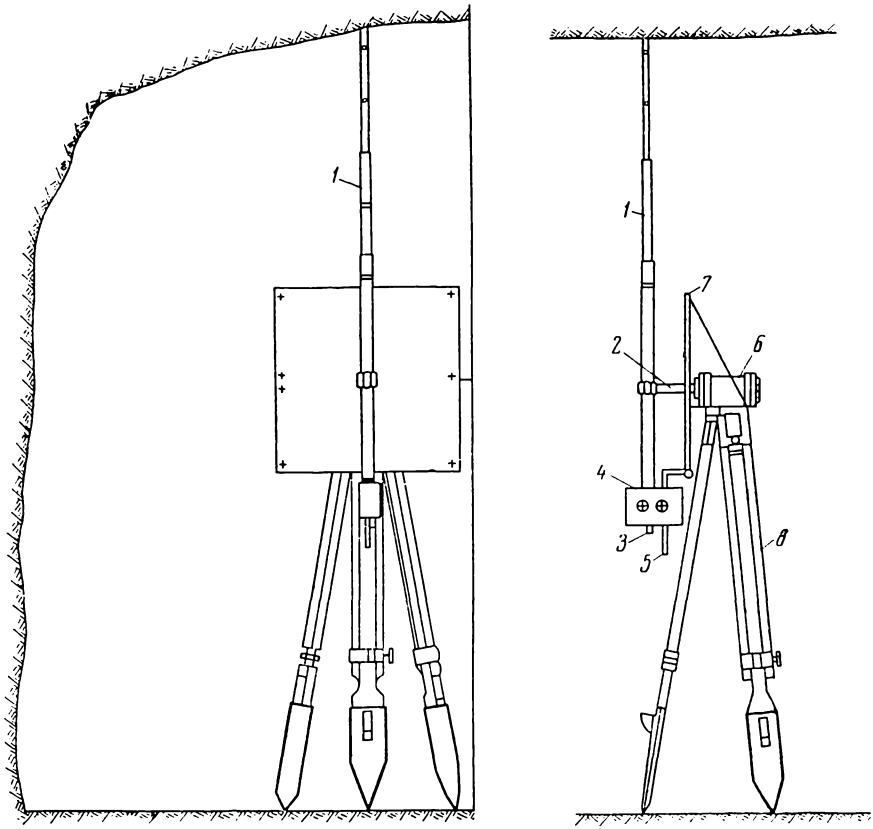


Рис. 81. Прибор для съемки контуров сечения горных выработок:

1 — штанга; *2* — ось; *3* — зубчатая рейка; *4* — масштабный редуктор; *5* — рейка, снабженная пишущим приспособлением; *6* — опора; *7* — планшет; *8* — треножная подставка

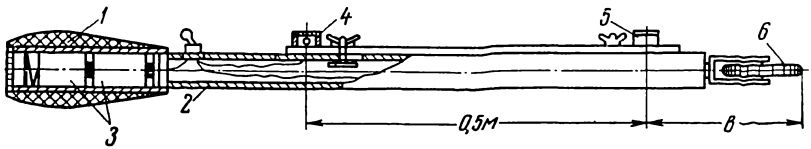


Рис. 82. Схема устройства масштабного осветителя

металлической трубки *2*, на которой смонтированы две лампочки *4*, *5* на расстоянии 0,5 *м* одна от другой. Это расстояние служит масштабом при определении истинного значения сечения или периметра выработки. Трубка оканчивается колесиком *6*, служащим для плавного обвода замеряемого сечения. К ручке *1* масштабного осветителя прикреплены электрические батарейки *3* от карманного фонарика. Рядом с ручкой находится трехпозиционный тумблер.

Съемку сечения выработки производят в следующем порядке: лампочки устанавливают и закрепляют на таком расстоянии от обвода колеса, которое превышает размеры выступов стенок выработки. Против замеряемого сечения устанавливают фотоаппарат, чтобы полностью охватить кадром, затем открывают затвор аппарата. Замерщик на месте замера включает основную лампочку *5* и с необходимой для экспозиции скоростью обводит периметр выработки масштабным осветителем. Вторая лампочка *4* включается при обводке в четырех местах периметра по осям выработки (рис. 83). Это позволяет учесть различные искажения, которые могут возникнуть при неперпендикулярном расположении оптической оси фотоаппарата к сечению или при разном удалении отдельных точек от фотоаппарата.

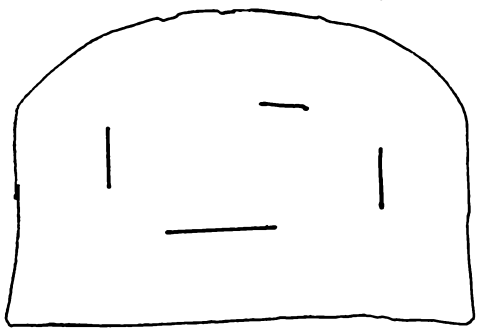


Рис. 83. Контур сечения выработки на пленке

В результате съемки на фотопленке фиксируется контур выработки в виде сплошной тонкой линии, на некотором расстоянии от нее располагается вторая прерывистая линия, которая служит для определения масштаба. На рис. 83 показан контур сечения выработки, полученный на фотопленке.

Вся операция съемки происходит в течение 2—3 *мин*. Обработка результатов съемки заключается в проявлении негатива и нанесении увеличенного снимка либо на фотобумагу, либо на миллиметровую бумагу обводом проектируемой через увеличитель линии контура.

Для определения площади сечения выработки необходимо на отпечатанном снимке провести дополнительную внешнюю линию, параллельную основной, на расстоянии $b_1 = k_a b$ (k_a — масштаб; b — расстояние от конца колеса до первой лампочки). Чтобы не производить замеров величины b в шахтных условиях, на металлической трубке наносят риски с соответствующими цифрами. Затем планиметром определяют истинные размеры выработки с учетом масштаба. Масштабом служит отношение усредненного расстояния между основной линией и пунктирной (на снимке) к расстоянию между лампочками.

Глава III

ЗАКОНЫ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В РУДНИЧНЫХ ВЫРАБОТКАХ

§ 1. Уравнение неразрывности

Весовое количество воздуха (или массовый расход), проходящего через различные сечения шахтной выработки, при отсутствии утечек постоянно:

$$m_1 = m_2 = . \quad = \text{const}, \tag{8}$$

$$m = \frac{G}{g},$$

где G — вес воздуха, равный $vS\gamma$;
v — скорость воздуха;
S — сечение выработки;
γ — удельный вес воздуха.

Из уравнения (8), учитывая приведенное выше, получаем уравнение

$$G_1 = G_2 = . \quad = \text{const}, \tag{9}$$

из которого следует, что весовой расход также постоянен и

$$v_1 S_1 \gamma_1 = v_2 S_2 \gamma_2. \tag{10}$$

Учитывая, что $vS = Q$ (Q — объемный расход), получим еще уравнение

$$Q_1 \gamma_1 = Q_2 \gamma_2. \tag{11}$$

Если $\gamma_1 = \gamma_2$, то $Q_1 = Q_2$, т. е. объемный расход постоянен при условии постоянства удельного веса. В этом случае

$$\frac{v_1}{v_2} = \frac{S_2}{S_1}, \tag{12}$$

т. е. скорости в различных сечениях выработки при $\gamma_1 = \gamma_2$ обратно пропорциональны площади ее сечения.

Если удельный вес непостоянен, то из уравнений (11) и (12) получим:

$$v_2 = v_1 \frac{S_1}{S_2} \cdot \frac{\gamma_1}{\gamma_2}; \tag{13}$$

$$Q_2 = Q_1 \frac{\gamma_1}{\gamma_2}. \tag{14}$$

Величина удельного веса воздуха γ находится по ранее приведенному уравнению

$$\gamma = 0{,}461 \frac{B}{T}.$$

Пользуясь уравнением (13), можно при условии постоянства весового расхода воздуха определять его скорость при изменении площади сечения выработки в других атмосферных условиях.

Поправкой $\frac{\gamma_1}{\gamma_2}$ на разность удельных весов воздуха пользуются при обработке результатов воздушных съемок, когда замеренные количества воздуха для сопоставления и увязки их между собой должны обязательно приводиться к одному и тому же удельному весу. За такой «стандартный» удельный вес принимается обычно 1,2 *кг/м*^{2}.

Величина этой поправки может достигать 8—10% и, если ее не принимать во внимание, то результаты воздушной съемки могут быть искажены.

§ 2. Режим движения воздуха в рудничных выработках и типы воздушных потоков

Наблюдая за движением запыленного воздуха в рудничных выработках, можно заметить, что при медленном движении воздух движется отдельными, не смешивающимися между собой струйками; при увеличении скорости движения струйки начинают перемешиваться между собой и их движение становится беспорядочным. Первый вид движения называется *ламинарным*, второй — *турбулентным*.

Ламинарное движение воздуха обычно не наблюдается в выработках, проветриваемых деятельной струей; оно имеет место при просачивании воздуха через плотную насыпную перемычку, через уплотнившийся слой мелкой породы или закладочного материала. Во всех остальных случаях воздух движется по выработкам по закону, отличному от ламинарного — турбулентному или промежуточному между ламинарным и турбулентным.

Еще в 1883 г. английский ученый Рейнольдс показал, что режим движения воздуха — ламинарный или турбулентный — зависит от величины так называемого числа Рейнольдса*:

$$\frac{vd}{\gamma} = \mathrm{Re},$$

где v — средняя скорость движения воздуха, *м/сек*;

d — какой-нибудь характерный для сечения размер выработки (например, для труб — диаметр);

γ — кинематическая вязкость, *м/сек*^{2}.

Рейнольдс определил, что если $\mathrm{Re} \leqslant 2300$, то движение ламинарное, если $\mathrm{Re} \geqslant 2300$, то турбулентное. Позднее было обнаружено, что при соблюдении мер предосторожности можно не допустить перехода ламинарного течения в турбулентное и при значительно бо́льших числах Рейнольдса (до 50 000 и более).

Турбулентный поток обычно вихревой (вихри хорошо видны в воде, если ее подкрасить).

Типы воздушных потоков. Когда воздух движется по выработке, то он со всех сторон ограничен твердыми стенками. Но могут быть

* Название этого числа дано в честь английского ученого Рейнольдса.

случаи, когда воздушный поток не имеет твердых границ, например при входе в камеру из узкой горловины, при выходе из вентиляционной трубы; такие потоки называются *свободными*. Если свободная струя не получает полного развития, т. е. на некотором расстоянии от своего начального сечения соприкасается с боковыми стенками выработки, то ее называют *неполной свободной струей*, в противном случае она относится к *полным струям*.

Свободные струи имеют важное значение при проветривании карьеров, камер и призабойного пространства тупиковых выработок.

§ 3. Уравнение Бернулли

Уравнение Бернулли иногда называют также основным законом движения воздуха. Чтобы воздух пришел в движение, необходимо создать разность давления; тогда воздух из места с большим давлением будет двигаться в сторону места, где давление меньше.

Побудительными причинами, создающими указанную разность давления и заставляющими воздух двигаться по рудничным выработкам, могут быть:

1) работа вентилятора, повышающего давления воздуха при работе на нагнетание или, наоборот, понижающего давление при работе на всасывание и создающего тем самым разность давления $p_1 - p_2$ (p_1 — давление в начале воздушной струи и p_2 — в конце); эту разность давления называют депрессией или напором вентилятора и обозначают $h_в$;

2) разность удельных давлений $\gamma_1 H$ и $\gamma_2 H$ столбов воздуха в вертикальных или наклонных выработках, а при проветривании через штольню — также столба наружного воздуха; более тяжелый воздух, опускаясь, вытесняет более легкий. Побудительная причина движения воздуха в данном случае называется «естественной» тягой:

$$h_е \gamma_1 H - \gamma_2 H;$$

3) разность скоростных напоров $\frac{v_1^2}{2g}\gamma_1$ и $\frac{v_2^2}{2g}\gamma_2$, подсчитанная по средней скорости на входе воздуха в подземные выработки и на выходе из них,

$$\Delta h_{ск} = \frac{v_1^2}{2g}\gamma_1 - \frac{v_2^2}{2g}\gamma_2,$$

например ветер, задувающий в устье штольни.

Созданная тем или другим способом разность давления затрачивается на преодоление сопротивления шахтных выработок движению по ним воздуха; обозначим эту расходуемую в руднике разность давления $h_{сопр}$, тогда в общем случае, при действии всех трех видов давления, получим

$$h_в + h_е + \Delta h_{ск} = h_{сопр} \qquad (15)$$

или в развернутом виде

$$p_1 - p_2 + \gamma_1 H_1 - \gamma_2 H_2 + k_1 \frac{v_1^2}{2g} \gamma_1 - k_2 \frac{v_2^2}{2g} \gamma_2 = h_{\text{сопр}}. \qquad (16)$$

В этом уравнении k_1 и k_2 — коэффициенты кинетической энергии, обусловленные неравномерным распределением скоростей движения воздуха по сечению выработки или воздухопровода.

Уравнение (16) известно как *уравнение Бернулли*; оно является основным уравнением при рассмотрении задач о движении воздуха (и жидкостей). Размерность каждого из членов уравнения (16) *кг/м²*; умножив и разделив на *м*, получим *кг·м/м³*, т. е. каждый из членов уравнения Бернулли представляет собой *работу 1 м³ воздуха при его движении по рудничным выработкам*. Разделив все члены, кроме того, на γ — удельный вес и заметив, что $м^3\gamma$ равно весу, получим, что каждый из членов уравнения Бернулли *выражает собой энергию, отнесенную к единице веса*, т. е. *удельную энергию*.

Эта работа выполняется разницей:

1) давления воздуха в начале и в конце пути его движения по различным выработкам; ей соответствует *удельная энергия давления*;

2) весов столбов воздуха в наклонных и вертикальных выработках; ей отвечает *удельная энергия положения*;

3) скоростных давлений в начале и в конце движения; ей отвечает *удельная кинетическая энергия*.

Уравнение Бернулли получено из условия несжимаемости воздуха (или жидкости). Но воздух сжимаем. Спрашивается, можно ли и в этом случае считать уравнение Бернулли справедливым?

В гидроаэромеханике доказывается, что сжимаемостью воздуха можно пренебрегать до тех пор, пока скорость движения воздуха невелика: при скорости 100 *м/сек* относительное изменение плотности составляет всего 0,05. Следовательно, с сжимаемостью воздуха при его движении можно не считаться. Однако при движении воздуха по глубоким стволам влияние сжимаемости становится настолько большим, что им уже нельзя пренебрегать.

Учитывая, что разности $\gamma_1 H_1 - \gamma_2 H_2$ и $h'_{\text{ск}} - h'_{\text{ск}}$ могут иметь разные знаки, уравнение (15) в общем виде будет иметь вид

$$h_{\text{в}} \pm h_{\text{е}} \pm \Delta h_{\text{ск}} = h_{\text{сопр}}. \qquad (17)$$

Уравнение Бернулли в общем виде [см. формулу (16)] редко используют на практике применительно к целому руднику ввиду малого значения энергии ветра; оно чаще имеет вид

$$h_{\text{в}} \pm h_{\text{е}} = h_{\text{сопр}}.$$

Так как уравнение Бернулли справедливо также и для отдельных частей воздушного потока, в котором скорости воздуха в начале и в конце потока могут иметь разные значения, то и в этих частных случаях приходится пользоваться уравнением Бернулли в полном виде.

§ 4. Выводы из уравнения Бернулли

1. Примем, что воздух перед поступлением в рудник был неподвижен, т. е. $v_1 = 0$, тогда уравнение (16) примет вид

$$h_в \pm h_е = h_{сопр} + k_2 \frac{v_2^2}{2g} \gamma_2 = h_{сопр} + h''_{ск}, \qquad (18)$$

где v_2 — скорость выхода воздуха обратно в атмосферу.

Это уравнение показывает, что создаваемая вентилятором (и естественной тягой, если она имеется) разность давления затрачивается:

а) на полезную работу преодоления всех сопротивлений движению воздуха на пути его следования $h_{сопр}$;

б) на создание скоростного напора $h''_{ск}$ на выходе воздуха в атмосферу; эта работа бесполезная: чем она меньше, тем больше полезная работа, затрачиваемая на движение воздуха по выработкам. В отдельных случаях при очень большой скорости выхода воздуха в атмосферу (30—35 *м/сек*) бесполезный скоростной напор может оказаться больше $h_{сопр}$.

2. Допустим для упрощения, что естественная тяга отсутствует, тогда уравнение Бернулли для потока воздуха в какой-нибудь рудничной выработке можно представить в виде

$$p_1 - p_2 + k_1 \frac{v_1^2}{2g} \gamma_1 - k_2 \frac{v_2^2}{2g} \gamma_2 = p_1 - p_2 \pm \Delta h_{ск} = h_{сопр}. \qquad (19)$$

Но $p_1 - p_2$ — это замеренная разница давления воздуха в начале и в конце выработки. Уравнение (19) показывает, что для правильного определения потери давления на преодоление сопротивления какой-нибудь выработки в замеренную разность давления $p_1 - p_2$ надо внести поправку на разность начального и конечного сечения выработки. Из уравнения (19) видно, что эта поправка будет иметь знак «плюс», когда выработка расширяется и скорость движения воздуха в ней снижается, и знак «минус», когда выработка сужается. Физический смысл этой поправки заключается в том, что при уменьшении скорости движения воздуха в расширяющейся выработке часть кинетической энергии переходит в энергию давления p_2 и, следовательно, разность давлений $p_1 - p_2$ становится из-за этого меньше; поправка со знаком «плюс» компенсирует эту разность. При сужении выработки, когда скорость движения воздуха увеличивается и его кинетическая энергия возрастает, поправка берется со знаком «минус». Этот важный закон аэродинамики можно сформулировать так: *всякое увеличение скорости движения воздушного потока вызывает уменьшение давления воздуха, всякое уменьшение скорости вызывает увеличение давления.*

Рассмотренную поправку необходимо учитывать в тех случаях, когда требуется знать точное значение потери давления на преодоление сопротивления движению воздуха по какой-нибудь выработке (при работах по определению величины коэффициента

аэродинамического сопротивления). Неучтение этой поправки при неравномерной площади сечения выработки может быть причиной заметной погрешности.

3. Пусть депрессиометр присоединен к каналу всасывающего вентилятора и воздух до поступления в канал был неподвижен ($v_1 = 0$). Тогда измеряемая разность давления или депрессия во всасывающем канале будет

$$h_{\text{всас}} = p_1 - p_2 = h_{\text{сопр}} + h''_{\text{ск}}. \tag{20}$$

Член $h''_{\text{ск}}$ численно равен скоростному давлению $k_2 \frac{v_2^2}{2g}\gamma$ в месте измерения депрессии, подсчитанному по средней скорости воздуха в этом месте, однако в данном случае он представляет собой не напор, а *разрежение* и равен затрате энергии на приведение воздуха из неподвижного состояния до поступления в рудник в движение. Так как он связан со скоростью и представляет собой разрежение, то правильнее его называть «*скоростным разрежением*». Но депрессия $h_{\text{сопр}}$ представляет собой депрессию рудника $h_{\text{м}}$. Поэтому

$$h_{\text{м}} = h_{\text{вс}} - h_{\text{ск. разр}}, \tag{21}$$

т. е. *депрессия рудника* (до места присоединения депрессиометра, вместе с частью канала вентилятора) *равна депрессии* $h_{\text{всас}}$, *измеряемой в канале всасывающего вентилятора, за вычетом скоростного разрежения в месте замера депрессии.*

Возникает вопрос, что измеряет депрессиометр, присоединенный к каналу нагнетательного вентилятора? Этот вентилятор создает напор $h_{\text{сопр}}$ для преодоления сопротивления вентиляционной сети; он же должен потратить часть энергии для создания на выходе скоростного напора $h_{\text{ск. вых}}$. Но вместе с тем будет иметь место и скоростное разрежение. В этом можно убедиться при открытии окна в канале нагнетательного вентилятора, воздух в него будет засасываться.

Таким образом,

$$h_{\text{нагн}} = h_{\text{сопр}} + h_{\text{ск. вых}} - h_{\text{ск. разр}}. \tag{22}$$

Если $S = S_{\text{вых}}$, т. е. скорости воздуха v и $v_{\text{вых}}$ равны между собой, то депрессиометром, присоединенным к каналу нагнетательного вентилятора, можно измерять непосредственно развиваемый им полезный напор на преодоление сопротивления сети *без всякой поправки* (сравни замер депрессии в канале всасывающего вентилятора). Если S не равно $S_{\text{вых}}$, то нужно внести в замер соответствующие поправки.

Подразумевается, что при всех замерах депрессии или напора они производились с помощью воздухомерной трубки и депрессиометр присоединялся к отверстию «минус».

На рудниках в отдельных случаях вентиляторы могут быть установлены под землей; в этом случае, чтобы измерить депрессию

рудника, следует присоединить депрессиометр к двум воздухомерным трубкам, установленным в выработках перед и после вентилятора, и, как указывалось выше, вычесть из замера скоростное разрежение в месте установки трубки до вентилятора (считая по струе воздуха) и прибавить скоростное разрежение после вентилятора. Если площади сечения выработок к местам установки трубок примерно одинаковы, то замеренная разница давления будет равна общей потере давления в руднике без всяких поправок. Скоростным напором на выходе воздуха из рудника обычно пренебрегают ввиду его малости (если скорость воздуха 5 *м/сек*, то величина скоростного напора всего 1,5 *мм*).

Депрессиометр, присоединенный к основанию диффузора вентилятора, измеряет обычно *разрежение*.

§ 5. Закон подобия

Выполнение различных аэродинамических исследований (например, определение величины коэффициентов трения воздуха, исследование различных форм каналов, изучение процесса проветривания тупиковых выработок и т. д.) трудно проводить непосредственно в шахтных условиях. Гораздо удобнее вести их на моделях в лаборатории, где можно изменять условия опыта, не мешать производственным операциям, обеспечивать большую точность наблюдений. Опыты на моделях требуют также и меньших затрат. Но результатам, полученным на модели, можно доверять только, если соблюдены условия или так называемые *критерии подобия*.

При исследовании вопросов, связанных с движением жидкости и воздуха, таким критерием является безразмерная величина $\frac{vd}{\nu} = \mathrm{Re}$ (v — скорость потока; d — некоторый характерный размер, например диаметр трубопровода; ν — кинематическая вязкость). Эта величина называется числом Рейнольдса, она безразмерна.

Два потока подобны при условии геометрического подобия и равенства чисел Рейнольдса:

$$\mathrm{Re}_{\text{м}} = \mathrm{Re}_{\text{н}} = \frac{v_{\text{м}} d_{\text{м}}}{\nu_{\text{м}}} = \frac{v_{\text{н}} d_{\text{н}}}{\nu_{\text{н}}} = \text{const}. \qquad (23)$$

Если опыты на модели проводят с воздухом (иногда экспериментируют на гидромоделях, например при изучении процесса вымывания вредных газов после взрывных работ в тупиковом забое), то $\nu_{\text{м}} = \nu_{\text{н}}$ и из равенства (23) следует

$$v_{\text{м}} : v_{\text{н}} = d_{\text{н}} : d_{\text{м}}, \qquad (24)$$

т. е. скорость движения воздуха в модели должна быть во столько раз больше скорости в натуре, во сколько раз размер модели меньше размеров натуры.

При больших скоростях и, следовательно, больших значениях числа Рейнольдса, когда силы вязкости становятся весьма малы

по сравнению с силами инерции, величина различных коэффициентов становится независимой от скорости движения воздуха, и для соблюдения подобия достаточно только геометрического подобия. Последние исследования в СССР и зарубежных странах показали, что и в областях с не очень большими скоростями движения воздуха бо́льшее значение имеет соблюдение равенства средних скоростей, чем равенства чисел Рейнольдса.

Проведенные на кафедре вентиляции ЛГИ исследования показали, что можно даже не соблюдать полного геометрического подобия натуры и модели, что обычно трудно выполнить при моделировании процессов в шероховатых выработках. Достаточно, чтобы было соблюдено условие равенства коэффициентов аэродинамического сопротивления.

При изучении различных аэрогазодинамических процессов используют и другие критерии подобия. Так, проф. П. И. Мустель при изучении процесса вымывания газов в тупиковом забое после взрывных работ предложил критерии

$$\frac{Qt}{V} = \text{const},$$

где Q — количество воздуха, поступающего в тупиковый забой;
t — время проветривания;
V — объем проветриваемого пространства в выработках.

При исследовании процесса разбавления выхлопных газов автомашин при их работе в проходимых туннелях Ю. Б. Мостепанов вывел критерий подобия $\frac{S\Delta v}{g}$ (S — сечение выработки; Δv — разность между скоростью движения воздуха в выработке и скоростью движения автомашин, *м/сек*, g — количество вредных газов, выделяемых автомашинами, *м³/сек*).

Глава IV

АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ РУДНИЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Закон сопротивления

При движении воздуха по выработкам каждый кубический метр его совершает определенную работу. Эта работа затрачивается на преодоление так называемого *сопротивления* выработок движению по ним воздуха, а так как все выработки в той или иной степени шероховаты и имеют повороты, сужения, расширения и другие препятствия движению воздуха (расстрелы, полки и лестницы и пр.), то можно отметить, что рудничный воздух выполняет работу:

1) на преодоление трения воздуха о стенки выработок и на его прохождение через различные препятствия;

2) на незначительное нагревание воздуха, так как всякое трение сопровождается выделением небольшого количества тепла (это количество очень мало и в дальнейшем не будет учитываться). Единственно, где приходится считаться с нагревом воздуха в результате его трения о стенки воздухопровода, — это при движении воздуха по трубам при проветривании выработок в стадии проходки.

Все сопротивления, которые приходится преодолевать воздуху при его движении по выработкам, относятся к одной из следующих категорий: 1) сопротивления трения; 2) лобовые сопротивления; 3) местные сопротивления.

Чем больше проходит по выработке воздуха, тем больше должна быть разность давления в начале и конце выработки. Зависимость между разностью или падением давления и количеством или, что то же, скоростью воздуха называется *законом сопротивления*.

В большинстве случаев движения воздуха по действующим выработкам эта зависимость выражается формулой

$$h = Cv^2 \text{ или } h = CQ^2, \tag{25}$$

где C — постоянная, зависящая от характера выработки, ее размеров и шероховатости. Из формулы (25) видно, что зависимость депрессии от количества воздуха *квадратичная*. Квадратичному закону подчиняется турбулентное движение воздуха. При очень малой скорости движения воздуха движение его становится ламинарным и в этом случае подчиняется закону

$$h = Cv, \tag{26}$$

т. е. зависимость разности давления от скорости или количества воздуха — первой степени: разность давления прямо пропорциональна количеству воздуха. Это означает, что при переходе турбулентного движения к ламинарному, при одной и той же разности давления, по выработкам будет проходить большее количество воздуха. Такое явление иногда наблюдается в выработках. Так, если в каком-нибудь участке воздух движется как по действующим выработкам, так и по выработанному пространству и движение в последнем отличается от турбулентного, то при изменении разности давления воздуха в начале и в конце участка в сторону увеличения, повышение количества воздуха в выработанном пространстве не будет точно отвечать квадратичному закону, а будет больше; это следует из того, что при турбулентном законе движения количество воздуха пропорционально корню квадратному из разности давления (депрессии), а при ламинарном — пропорционально этой разности:

$$Q = \sqrt{\frac{h}{R}} \tag{27}$$

и

$$Q = \frac{h}{R}. \tag{28}$$

Чисто ламинарное движение наблюдается на рудниках редко: при просачивании воздуха через очень плотные перемычки, через обрушившиеся и уплотнившиеся мелкораздробленные породы, в непроветриваемых выработках. Чаще имеет место движение воздуха, при котором показатель степени при количестве воздуха в уравнениях (25) и (26) меньше двух, но больше единицы. Возможно, что в этом случае часть воздуха движется, следуя ламинарному закону, а другая — турбулентному, создавая в совокупности смешанное движение. Такие опыты были выполнены Ю. А. Шашмуриным в Кольском филиале АН СССР на модели, состоявшей из двух последовательно соединенных между собой ветвей: одной, в которой движение воздуха было заведомо турбулентным, и другой, состоявшей из воронки с мелкодробленой породой. По мере уплотнения этой породы общий показатель степени уменьшался. Производственные замеры в канале вентилятора на апатитовом руднике им. С. М. Кирова с зоной обрушения показали то же самое: показатель степени при количестве воздуха в уравнении (25) был меньше двух, а именно 1,54.

Очевидно, наиболее близко отвечает промежуточному закону движения двучленная формула

$$h = aQ + bQ^2,$$

где a и b — численные коэффициенты.

Интересные исследования были проведены на одном из уральских рудников В. А. Ярцевым. К перемычке, отделяющей зону обрушения от действующих выработок, было подключено девять вентиляторов местного проветривания, чем достигалась возможность измерять перепад давления через обрушенные породы и дебит вентиляторов. Опыты показали, что движение воздуха в данном случае хорошо описывается двучленной формулой.

На других уральских рудниках показатель степени был очень близок к двум, что указывает на турбулентный закон движения. Чем крупнее куски породы в зоне обрушения и чем они менее уплотнены, тем ближе закон движения к квадратичному. В то же время наличие небольшого слоя мелкоизмельченного материала на поверхности зоны обрушения достаточно для того, чтобы закон движения перестал быть чисто квадратичным.

Значение величины показателя степени при количестве воздуха в уравнении (25) определяют следующим образом. Замеряют в канале вентилятора при двух режимах его работы (что можно осуществить опусканием шибера в канал) депрессию и количество воздуха или среднюю скорость воздуха; депрессия измеряется со стороны шибера, примыкающей к стволу. Пусть измеренные величины равны h_1, v_1 и h_2, v_2.

Тогда показатель степени n будет

$$n \quad (\lg h_1 - \lg h_2) : (\lg v_1 - \lg v_2). \qquad (29)$$

Можно найти величину этого показателя и иначе: в осях координат $\lg h/\lg v$ наносят точки A и B с координатами $\lg h_1$, $\lg h_2$, $\lg v_1$, $\lg v_2$; тангенс угла ABC (рис. 84) будет равен искомому значению показателя n. Чтобы избавиться от дробных чисел, умножают h и Q на какое-нибудь число, например 20 или 100.

Значительно бо́льшие трудности встречаются при изучении закона просачивания воздуха через зону обрушения. Если замерить количество просачивающегося воздуха можно с достаточной степенью точности, то измерить перепад давления весьма затруднительно.

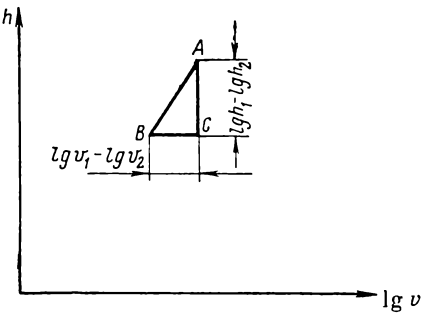


Рис. 84. Схема к определению показателя степени в законе сопротивления движения воздуха по шахтным выработкам

§ 2. Сопротивление трения

Зависимость потери давления (депрессии) от скорости движения, размеров и свойств воздухопровода выражается формулой

$$h = \alpha \frac{LP}{S} v^2, \ мм, \tag{30}$$

где α — коэффициент трения, учитывающий шероховатость стенок выработок;
L — длина выработки, $м$;
P — периметр выработки, $м$;
S — площадь поперечного сечения выработки, $м^2$;
v — скорость движения воздуха, $м/сек$.

Заменив в формуле (30) величину v на $\frac{Q}{S}$, получим окончательное выражение для определения величины потери давления при преодолении сопротивления трения

$$h = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \tag{31}$$

где Q — количество воздуха, $м^3/сек$.

Формула (31) получена из выражения

$$h = \beta \frac{\gamma}{2g} \cdot \frac{LP}{S^3} Q^2, \ кг/м^2, \tag{32}$$

где β — безразмерный коэффициент.

Коэффициент β не зависит от принятых единиц мер и будет, следовательно, одним и тем же в странах с метрической системой и системой фунт — фут — сек. Значения же коэффициента α будут различны. Размерность α — $\frac{кг \cdot сек^2}{м^4}$.

Формула (31) имеет очень большое значение при различных вентиляционных расчетах. Зная параметры какой-нибудь выработки и количество проходящего по ней воздуха, можно подсчитать необходимую разность давления, чтобы этот воздушный поток преодолел сопротивление данной выработки.

Методика определения величины коэффициентов α несложна.

Из формулы (31) получаем

$$\alpha = \frac{hS^3}{LPQ^2}. \tag{33}$$

Следовательно, необходимо измерить длину выработки, ее периметр и площадь сечения в нескольких местах (и найти их среднее арифметическое), определить количество воздуха замером его средней скорости (например, анемометром) и найти перепад давления между началом выбранного участка и его концом. Этот перепад давления можно измерить обыкновенным водяным депрессиометром, каждое из колен которого присоединено к резиновым трубкам, идущим к начальному и конечному сечениям выработки. При более точных измерениях применяют микроманометры с наклонной шкалой. Если перепад давления большой, то можно грубо измерить его величину точным барометром, взяв отсчеты в начале и в конце участка. Измеренная разница давления должна быть исправлена на разность скоростных давлений в начальном и конечном сечениях выработки [см. формулу (19)].

Определение коэффициентов α шахтных стволов имеет свои особенности.

1. Замер разности давления производят депрессиометром и резиновыми трубками. В этом случае необходимо трубки заранее (не менее чем за 12 *ч*) укрепить в стволе, чтобы температура воздуха в них была равна температуре воздуха в стволе; если ствол имеет значительную глубину, нельзя полагаться на то, что трубки будут свободно свисать в него, их надо поддерживать; депрессиометр должен быть расположен примерно посередине глубины ствола. Если почему-либо это неудобно, то можно сделать два замера с депрессиометром вверху и внизу ствола и найти среднее арифметическое из этих замеров (замер вверху ствола дает заниженный результат, а внизу — завышенный). Резиновые трубки должны быть сухими.

2) При измерении разности давления барометром его следует устанавливать вверху и внизу ствола, причем отсчет по нижнему барометру следует брать не ранее, чем через 12 *ч* после его опускания, учитывая явление «ползания» барометра.

В настоящее время выполнено большое число работ как на рудниках, так и в лабораторных условиях по определению с достаточной точностью значений коэффициентов α для большинства горных выработок. Эти работы были выполнены сотрудниками кафедр вентиляции Московского, Ленинградского и Днепропетровского горных институтов.

А. Штрекообразные выработки

1. Коэффициент α незакрепленных выработок

Большинство выработок рудников в настоящее время не крепят. Значительная работа по определению коэффициентов трения этих выработок была проведена канд. техн. наук Л. П. Роменским (ДГИ) на рудниках Криворожского бассейна. Величина коэффициента трения, по его мнению, зависит от того, совпадает ли направление движения воздуха по выработке с направлением шероховатости или нет, т. е. движется ли воздух навстречу «зубцам», образовавшимся в боковых стенках и кровле при ведении взрывных работ, или воздух движется по «зубцам». Величина этих «зубцов» зависит от угла падения пород, их трещиноватости, а также от правильного ведения взрывных работ.

Значения коэффициентов $\alpha \cdot 10^4$ незакрепленных выработок приведены в табл. 9.

Таблица 9

Характеристика выработки	Значение $\alpha \cdot 10^4$ при углах падения пород, *град*	
	60—75	75—90
Выработка, пройденная по простиранию	12	10
Выработка, пройденная вкрест простирания:		
при движении воздуха навстречу «зубцам»	22	20
то же, по «зубцам»	17	13

При одной и той же абсолютной шероховатости стенок значения коэффициента α будут тем больше, чем меньше площадь сечения выработки.

Ниже приведены значения коэффициентов трения выработок некоторых рудников *.

Уральские медные рудники:	
выработки по простиранию	0,0013
то же, вкрест простирания	0,0016—0,0018
Никелевый рудник (Мончегорск)	0,0015
Апатитовый рудник	0,0010—0,0012
Калийные рудники (Соликамск)	0,0008—0,0010
Никитовский ртутный рудник (по простиранию)	0,0013
КМА, железный рудник (по простиранию)	0,0009
То же, вкрест простирания	0,0011
Угольная шахта (по породам вкрест простирания)	0,0007—0,0009

Значения коэффициентов α для рудников, расположенных в зоне вечной мерзлоты [89], приведены в табл. 10.

* Наличие люков увеличивает сопротивление выработок на 25—30%; деревянный настил снижает коэффициент α на 0,0002.

Таблица 10

Выработки (рудник Эге-Хая)	Значение коэффиц. $\alpha \cdot 10^4$, рекомендованные ВНИИ-1
Штреки однопутевые без крепи, без люков	16—18
То же, с люками	20—22
Закрепленные с люками	18—20
Штреки двухпутевые без крепи, без люков	14—16
То же, с люками	16—18
Квершлаги без крепи	20—22
Восстающие с лестницами	40—45
Восстающие без армировки	20—22
Очистные блоки	35—40
Выработки на руднике Гаг	
Штреки в осадочных породах	19—23
То же, в интрузивных породах	22—26
Квершлаги в осадочных породах	24—26
То же, в интрузивных породах	26—28
Очистные блоки	40—45

2. Коэффициенты трения штрекообразных выработок с крепью

а) *Деревянная крепь.* Опытами установлено, что величина коэффициента трения зависит от диаметра крепи и расстояния между отдельными рамами или (что то же) от величины так называемого *продольного калибра крепи* $\frac{l}{d}$ (l — расстояние между рамами и d — диаметр леса).

С увеличением $\frac{l}{d}$ от единицы (сплошная крепь) до 5—6 значения коэффициента α растут; при дальнейшем увеличении $\frac{l}{d}$ значения α уменьшаются. Объяснение такой закономерности заключается в том, что при малом продольном калибре с его увеличением получают развитие вихри, образующиеся в пространстве между рамами. В дальнейшем значения коэффициента α уменьшаются, так как число рам, приходящихся на единицу длины выработки, сокращается. Некоторое влияние оказывает и величина площади сечения выработки. Значения коэффициентов трения α выработок, закрепленных неполными крепежными рамами, приведены в табл. 11. Эти значения следует умножать на поправку, данную в последнем столбце.

На рудниках иногда применяют крепь в виде рам, изготовленную из леса квадратного сечения (например, подвесная крепь в шахтных стволах). Для такого типа крепи можно принимать значения коэффициента α, приведенные в табл. 11 для круглого леса, увеличенные на 30%.

Таблица 11

Диаметр леса, см	Продольный калибр						Поправка на сечение	
	1	2	3	4	5	6	S, м²	k
15	10,7	12,8	15,5	16,0	15,5	14,8	1	1,11
16	11,1	13,2	15.8	16,2	15,9	15,1	2	1,03
17	11,4	13,6	16,1	16,6	16,1	15,4	3	0,98
18	11,8	14,0	16,4	16,9	16,4	15,7	4	0,95
20	12,6	14,8	17,2	17,7	17,2	16,5	5	0,93
22	13,4	16,5	18,0	18,5	18,0	17,9	6	0,91
24	14,0	17,2	18,6	19,0	18.6	17,9	7	0,89
28	15,0	17,7	20,2	20,7	20,2	19,5	8	0,87

б) *Сборная железобетонная крепь.* В последнее время широко применяют различные типы крепи из сборного железобетона. В табл. 12 приведены значения коэффициентов α выработок, закрепленных плитами типа УРП, УТЭ, УЭСК, УРПМ и УРПМ (усиленных). Эти значения несколько завышены, учитывая, что в период эксплуатации выработки будут несколько загромождены.

Приведенные в табл. 11 и 12 значения коэффициентов α получены в прямых выработках с прямолинейно установленными элементами крепи и сравнительно чистой почвой. Загромождение выработок, непрямолинейная установка крепи, извилистость, загрязнение почвы, вывалы породы и т. д. могут увеличить коэффициент α. Поэтому рекомендуется увеличивать табличные значения коэффициента α:

1) при умеренном загромождении (воздухопроводы, водопроводные трубы, небольшое количество породы на почве) на 0,0001;

2) в незакрепленных выработках некоторое число отдельно стоящих стоек или перекладов на 0,0001;

3) при среднем загромождении (вентиляционные трубы, частые вывалы породы, сужение сечения) на 0,0003;

4) в умеренно извилистых выработках на 0,0002; в средне извилистых на 0,0003 и в сильно извилистых на 0,0005.

Значения коэффициентов α, приведенные в табл. 12, получены по результатам продувки моделей горных выработок (аэродинамических труб), закрепленных различными типами крепи. В МакНИИ в 1962 г. выполнены исследования на 65 участках в 24 штрекообразных выработках, находившихся в нормальном состоянии. Общая протяженность всех участков 10,7 *км*. Выработки закреплены металлической арочной крепью из спецпрофиля № 18—24. Кроме того, был собран материал по 101 участку, закрепленному неполными крепежными рамами. Сравнение значений коэффициентов α, определенных в производственных условиях, с расчетными позволяет сделать следующие выводы [50]:

1) значения коэффициентов α, приведенные в табл. 11, не отличаются от значений, полученных при исследовании;

Таблица 12

Тип крепи	Расстояние между центрами стоек или ширина плиты, м	S, м²	l/d	α·10⁴
Рамная крепь, стойки и верхняки прямоугольного сечения с разгружающимися консолями	0,55	5,1	3,66	11
	0,75		5,00	13
	1,00		6,70	21
	1,14		7,60	19
	1,34		10,00	18
Таврового сечения с разгружающимися консолями	0,94	5,0	18,80	9
	1,14		22,80	9
	1,34		26,80	7
Таврового сечения с разгружающимися консолями и средней стойкой	1,14	7,8	22,80	23
	1,34		26,80	22
Прямоугольного или таврового сечения с затяжками ДГИ	—	5,1	—	5
Плиты типа УРП:				
выработка трапециевидного сечения	0,32	до 3	3,56	13
		3—5	3,56	12
		5—8	3,56	11
выработка полигонального сечения	0,32	8—13	4,6	10
Крепь типа УЭСК:				
выработка трапециевидного сечения	0,49	5—8	3,10	16
выработка полигонального сечения		8—12	3,10	15
выпуклой стороной повернута к оси выработки	0,49	5,7	2,45	11
Плиты УТЭ	0,32	до 3	4,57	13
		3—5	4,57	12
		5—8	4,57	11
		8—13	4,57	10
		13—18	4,57	9
Плиты УРПМ	0,32	до 3	3,56	13
		3—5	3,56	12
		5—8	3,56	11
		8—13	3,56	10
		13—18	3,56	9
Плиты УРПМ (усиленные)	0,25	7,3	1,56	11,4
Железобетонные тюбинги ВНИИОМШС	1,04	15	5,20	9

2) значения коэффициентов α, полученные расчетным путем, занижены по сравнению с фактическими, причем тем больше, чем больше площадь сечения выработки. При этом расчетные значения надо умножать при площади S 4; 5; 6; 7; 8; 9 и 10 соответственно на 1,08; 1,14; 1,19; 1,21; 1,25; 1,30; 1,30.

Выработки с ремонтинами. В некоторых случаях в выработках, закрепленных неполными крепежными рамами, при значительном давлении устанавливают ремонтины, подкрепляющие верхняки. Ремонтины увеличивают аэродинамическое сопротивление выработок более чем в 2 раза. В опытной штольне МакНИИ наличие ремонтин в каждой раме увеличивает значение коэффициента α на 0,0016; через раму — на 0,0009, через две рамы — на 0,0006 и через три рамы — на 0,0004.

в) *Выработки, закрепленные бетоном и кирпичом**:

Закрепленные бетоном, неоштукатуренные	0,0005—0,0007
То же, оштукатуренные	0,0003—0,0004
Закрепленные кирпичом, неоштукатуренные	0,0003—0,0004
То же, оштукатуренные	0,00025—0,0003

г) *Выработки с конвейерами* [40] были подробно исследованы В. В. Кашибадзе (Тбилисский политехнический институт). Наличие конвейера в выработке существенно увеличивает ее сопротивление; наибольшее влияние оказывают ленточные конвейеры, устанавливаемые на подставках (лежнях). Кроме того, было установлено, что чем больше отношение площади сечения конвейера к площади выработки, тем больше значение коэффициента α. В. В. Кашибадзе предложил формулу для подсчета величины коэффициента α для выработок, оборудованных конвейерами,

$$\alpha = \frac{m}{S - B} + A, \tag{34}$$

где S — сечение выработки в свету, $м^2$;
A, B и m — опытные коэффициенты.

Так как выработки, оборудованные конвейерами, на рудниках весьма редки, то подробные данные об их коэффициентах трения здесь не приведены.

Б. Восстающие

Эти выработки очень разнообразны по своему характеру и поэтому значения коэффициентов α для них изменяются в широких пределах. На Уральских медных рудниках были получены следующие значения коэффициентов для восстающих.

Трехходовые гезенки, закрепленные сплошной венцовой крепью:

1) воздух движется по всем трем отделениям, полки отсутствуют, $\alpha = 0{,}0025$;

* Большие значения коэффициента α к выработкам меньшего сечения. Наличие кабелей и выступы на стенках выработок могут увеличить величину коэффициента α на 0,0001 и более.

2) воздух движется в основном по одному отделению, в одном отделении имеются полки и лестницы, $\alpha = 0{,}0050—0{,}0055$;

3) воздух движется в основном по одному отделению, в двух других имеются полки и лестницы, $\alpha = 0{,}0065$;

По двухходовому гезенку воздух движется в основном по одному отделению, в другом имеются полки и лестница, $\alpha = 0{,}0060$.

Приведенные значения коэффициентов α были получены при условии, что при расчете за площадь S и периметр P сечения восстающего в формуле (33) принимались суммарные площадь и периметр всех отделений, в том числе и лестничного, в свету крепи

$$S_{общ} = S_1 + S_2 + S_3 \text{ и } P_{общ} = P_1 + P_2 + P_3.$$

При наличии в восстающем специального вентиляционного отделения (без полков и лестниц) рекомендуется исходить из его сопротивления, используя приведенные выше данные о коэффициентах различных выработок и пренебрегая тем воздухом, который движется по лестничному отделению.

Способы снижения аэродинамического сопротивления

Выработки без крепи. В работе [10] даны рекомендации по применению на рудниках Криворожского бассейна листов из винипласта (толщиной 3—5 *мм*), прикрепляемых к деревянным пробкам в стенках выработки. Аэродинамическое сопротивление можно снизить предварительным покрытием стенок холстиной, на которую затем наносят разбрызгиванием слой пластмассы. Опыты в аэродинамической трубе показали, что значение коэффициента α трубы, футерованной винипластом, можно принимать равным 0,00033, что значительно меньше приведенных выше значений коэффициентов α. Применение торкретирования выработок позволяет снижать величину коэффициента α только до 0,0017. Расчеты показывают, что применение указанной облицовки из винипласта позволит снизить расход электроэнергии на проветривание в пяти квершлагах шахт № 3 и 4 рудника им. Кирова на 46 млн. *квт·ч/год*. Винипласт стоек к действию кислых рудничных вод.

Выработки, закрепленные деревянной крепью. Для уменьшения сопротивления этих выработок рекомендуется обшивать их обаполами (горбылями). По опытам в аэродинамической трубе, проверенным в производственных условиях, получены следующие результаты:

	$\frac{\alpha \cdot 10^4}{}$
Без обшивки (при $S = 2{,}5$ *м*^{2}, $l/d = 5$, $d = 16{,}5$ *см*)	16,7
То же, с обшивкой по четыре обапола на стойках .	11,6
То же, с обшивкой по четыре обапола на стойках + три обапола на верхняках	10,7
То же, сплошная обшивка через один обапол	9,8
Сплошная обшивка	4,6

Из этих данных видно, что обшивкой можно уменьшить сопротивление какой-нибудь выработки в 2—3 раза. Недостатки этого

способа: увеличение расхода лесоматериалов и трудность надзора за состоянием крепи. В отдельных случаях на небольших участках можно крепь вразбежку заменить сплошной, что позволит снизить аэродинамическое сопротивление на 40%, однако расход леса при этом увеличивается в 3—4 раза.

Выработки, закрепленные сборным железобетоном. Для уменьшения сопротивления этого вида крепи рекомендуется применять плиты-затяжки ДГИ-3, разновидности 1, 2, 3 и 4, перекрывающие промежутки между рамами. Эти плиты позволяют уменьшить аэродинамическое сопротивление в 2—4 раза (см. табл. 12).

Выработки, закрепленные металлическими арками и рамами. Достигнуть снижения аэродинамического сопротивления можно: 1) применением таких профилей, которые позволяют легко возводить затяжку между стойками (старым лесом, бетонными плитами); 2) заполнением углублений балок; 3) применением металлических проволочных затяжек.

В. Шахтные стволы

а) *Круглые стволы без армировки.* У закрепленных бетоном или бетонитами стволов коэффициент $\alpha = 0{,}0002$; у закрепленных камнем или кирпичом $\alpha = 0{,}0004$ при диаметре ствола 4—8 *м*; у закрепленных тюбингами $\alpha = 0{,}00085$. При наличии армировки, вследствие возникновения дополнительных возмущений воздушного потока, коэффициент трения стволов с тюбингами следует принимать равным 0,0012 (без учета армировки).

Прямоугольные стволы. Они обычно состоят из 2—3 отделений, причем направляющие (проводники) прикрепляются непосредственно, без дополнительных расстрелов, поэтому их можно рассматривать как стволы без армировки (кроме проводников). Рекомендуется следующий порядок нахождения коэффициента α: сначала находится значение коэффициента α одного отделения. Затем подсчитывается сопротивление одного отделения по формуле $R = \alpha \frac{L}{S^3}$; общее сопротивление ствола будет равно при двух одинаковых отделениях R 4 и при трех R : 9. Если отделения разные, следует найти общее сопротивление по формуле (58) (см. ниже) для параллельных соединений. Лестничное отделение можно не принимать в расчет, поскольку по нему проходит очень мало воздуха.

б) *Круглые стволы с армировкой.* Проф. П. И. Мустелем (ЛГИ) предложена следующая формула для определения коэффициента α:

$$\alpha = A \frac{F}{\sqrt{lD^3}} \cdot \frac{S^3}{S_1^3}, \qquad (35)$$

где A — коэффициент, значение которого следует принимать при расстрелах прямоугольной формы (деревянных) равным 0,0326 и при расстрелах двутаврового профиля 0,0396;

F — сумма проекций всех элементов армировки на горизонтальную плоскость (для вертикальных стволов), *м*^{2};

S — площадь сечения ствола, $м^2$;

S_1 — та же площадь, за вычетом площади, занимаемой лестничным отделением, $м^2$;

l — расстояние по вертикали между комплектами армировки по оси ствола, $м$;

D — диаметр ствола, $м$.

Полученный результат следует увеличить на 0,0002. Формула (35) не учитывает местоположения армировки в сечении ствола.

Сравнение значений коэффициентов α, полученных по формуле (35), со значениями, вычисленными по более сложным формулам (с учетом расположения расстрелов), показало, что ошибка не превышает 10%. Это считается вполне допустимым.

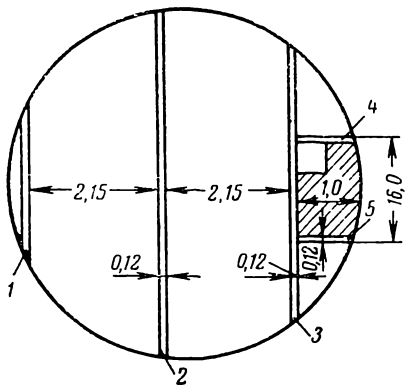


Рис. 85. Схема к примеру подсчета коэффициента α для круглого ствола

Пример. Требуется подсчитать коэффициент α ствола шахты диаметром 5,5 $м$, закрепленного бетоном. Армировка состоит из пяти расстрелов (рис. 85), имеется лестничное отделение. Размеры расстрелов: $l_1 = 2$ $м$; $l_2 = 5{,}5$ $м$; $l_3 = 4{,}25$ $м$; l_4 и $l_5 = 0{,}85$ $м$; ширина полок двутаврового профиля $d_0 = 120$ $мм$; площадь лестничного отделения $S_{л.о} = 1{,}44$ $м^2$; расстояние между расстрелами по оси ствола $l = 3{,}126$ $м$; площадь сечения ствола в свету $S = 23{,}7$ $м^2$; площадь сечения ствола за вычетом лестничного отделения $S_1 = 22{,}26$ $м^2$.

Решение. Определяем суммарное миделево сечение расстрелов

$$F = (l_1 + l_2 + l_3 + l_4 + l_5)\, d_0 = 13{,}45 \cdot 0{,}12 = 1{,}61\ м^2.$$

Определяем коэффициент α ствола по формуле (35)

$$\alpha = 0{,}0396 \frac{1.61}{3{,}126 \cdot 5{,}53} \cdot \frac{23{,}73}{22{,}263} = 0{,}0033.$$

На рис. 86 приведены наиболее распространенные в Кривбассе расположения армировки и подъемных сосудов в стволах [9]. Подсчитанные для них значения коэффициентов α стволов по формуле проф. П. И. Мустеля приведены на том же рисунке.

Как видно из этих схем расположения армировки, на большинстве из них расстрелы расположены неудачно с точки зрения их сопротивления воздушному потоку и значение коэффициента α достигает $40—46 \cdot 10^{-4}$. На рис. 87 показаны другие рекомендуемые расположения армировки и подъемных сосудов, позволяющие снизить величину коэффициента α до $3—8 \cdot 10^{-4}$, т. е. почти в 5—10 раз [9]. Так как сопротивление шахтных стволов в Криворожском бассейне составляет около 36,4% общего сопротивления рудника [9], то значение

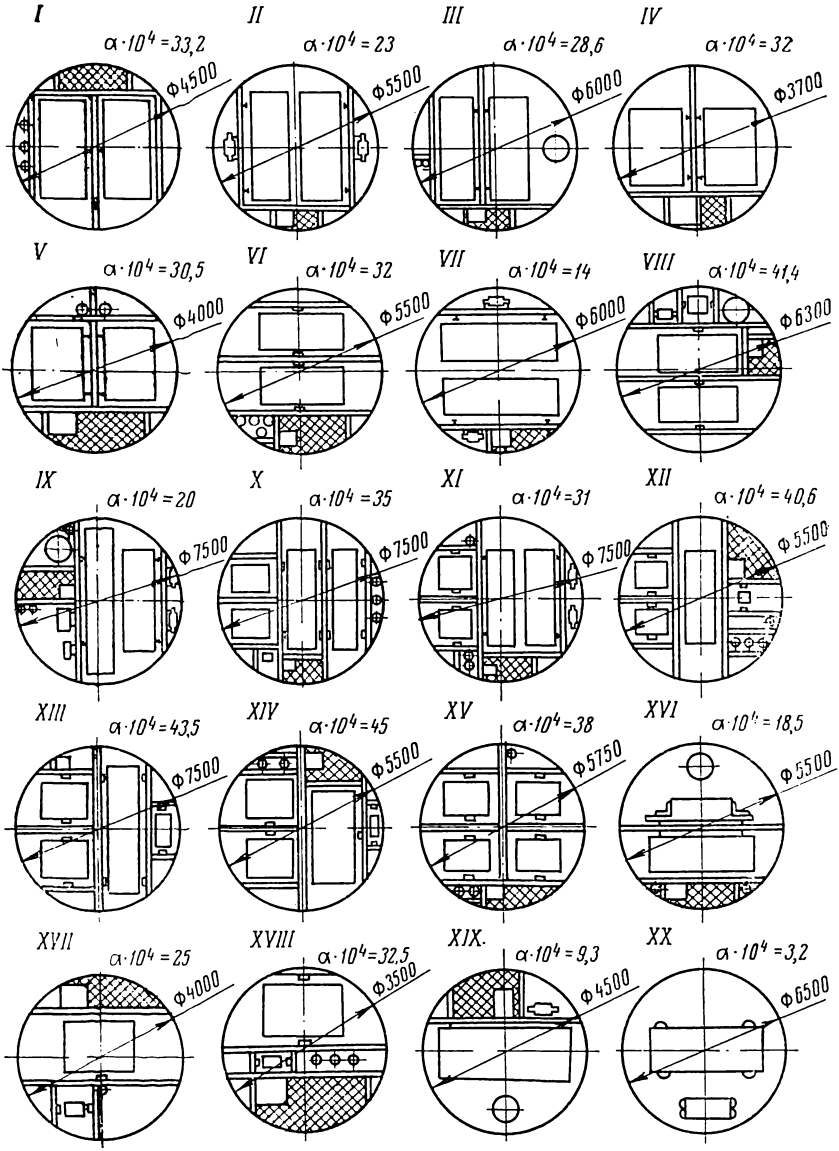


Рис. 86. Наиболее распространенные в Криворожском бассейне расположения армировки и подъемных сосудов в стволах

снижения их сопротивления трудно переоценить (потеря давления в стволах составляет в среднем 165 *мм вод. ст.*, а на некоторых рудниках достигает 250 *мм вод. ст.* и более).

В некоторых случаях стволы крепят тюбингами, что увеличивает значение их коэффициента трения до 30%.

Приведенные выше значения коэффициентов α относятся к стволам при отсутствии в них движения сосудов (клетей и скипов). Если

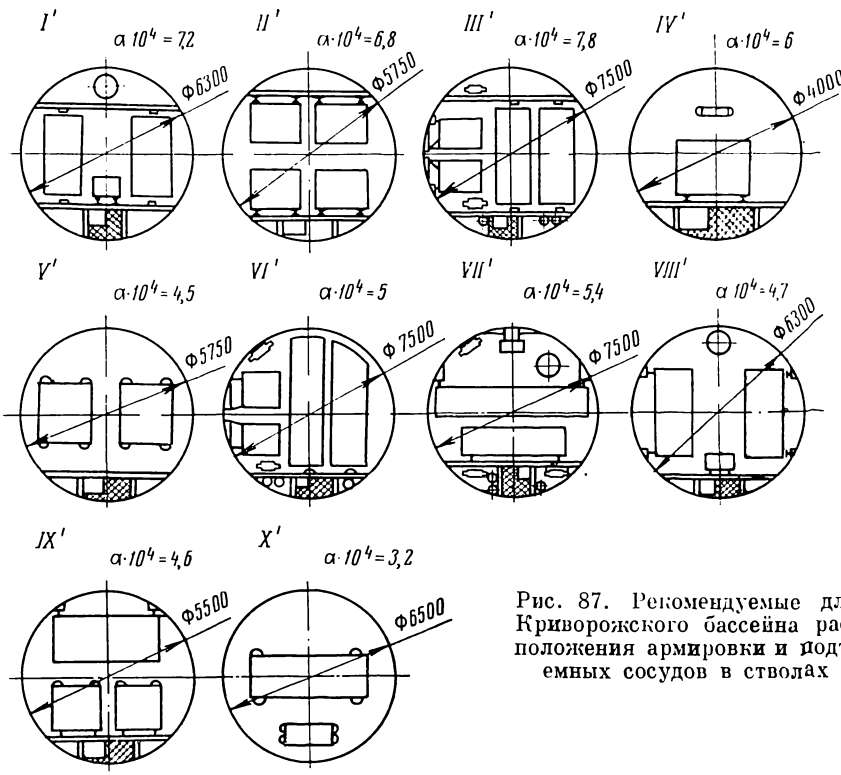


Рис. 87. Рекомендуемые для Криворожского бассейна расположения армировки и подъемных сосудов в стволах

такое движение имеет место, то сопротивление должно возрастать не только за счет присутствия в стволе сосудов, в особенности в месте их встречи, но также и за счет возникновения повышенной турбулентности воздушного потока. На рис. 88 показаны турбулентные потоки в стволах шахт при движении. Это состояние сильной завихренности не исчезает во время коротких пауз между отдельными спусками и подъемами. В круглых стволах большого диаметра увеличение потери давления составляет всего 1,5—3% и с ним можно не считаться [84]. Однако в узких стволах влияние сосудов может быть ощутимым.

По наблюдениям А. М. Карпова (ДонУГИ) увеличение сопротивления достигает 10% при средней интенсивности работы подъема и 25% при интенсивной работе, когда повышенная турбуленция сохраняется также и во время коротких пауз. В узких стволах (в старых стволах, закрепленных деревянной крепью) повышение сопротивления может достигнуть 50% [38]. Это подтверждается показаниями депрессиометра во время работы подъема.

Уменьшение сопротивления шахтных стволов. В настоящее время в рудники при возросшей глубине шахтных стволов (воздухоподающего и вентиляционного) приходится подавать большое количество воздуха. При этом потеря депрессии в стволах достигает больших значений и может составить 40—50% общей депрессии шахты. Возникла задача снижения аэродинамического сопротивления стволов

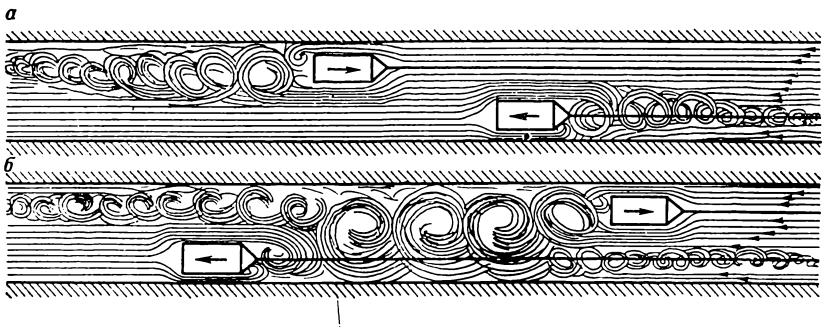


Рис. 88. Турбулентные потоки в стволах шахт при движении клетей:
а — до встречи клетей; *б* — после встречи клетей

шахт. Наиболее радикальным способом уменьшения аэродинамического сопротивления является переход от жесткой армировки (расстрелами с рельсовыми направляющими) к подъему по канатным направляющим. Нет необходимости доказывать, что аэродинамическое сопротивление таких стволов очень невелико.

В стволах с жесткой армировкой аэродинамическое сопротивление можно уменьшить: 1) увеличением расстояния между расстрелами; 2) применением на расстрелах «обтекателей»; 3) укреплением проводников на консолях.

Увеличение расстояния между расстрелами с 2 до 4—5 *м* снижает сопротивление на 20—25%; увеличение расстояния до 8 *м* — на 40—50%. Следует отметить, что увеличение расстояния между расстрелами заставляет делать их более массивными, что несколько снижает эффективность уменьшения аэродинамического сопротивления.

Большие исследования как в СССР, так и в зарубежных странах были выполнены по применению обтекателей [34, 52, 72]. Заделка промежутка между полками двутавровых расстрелов с двух сторон у центральных расстрелов и с одной стороны у боковых позволяет снизить аэродинамическое сопротивление на 10%. Установка обтекателя устраняет образование вихревых дорожек за расстрелом;

эти дорожки являются источником дополнительных потерь энергии, и назначение обтекателей состоит в их устранении.

На рис. 89 показаны обтекатели различной формы. Продувка моделей обтекателей в аэродинамических трубах показала возможность снижения сопротивления на 45—50%, а именно:

Тип обтекателя	*а*	*б*	*в*	*г*	*д*	*е*
	(задний конец обтекателя вытянут)					
Снижение сопротивления по сравнению с армпровкой без обтекателей, %	15	25	35	35	60	50

Обтекатели изготовляют из материала высокой устойчивости по отношению к коррозии и гниению, огнестойкого, влагоустойчивого,

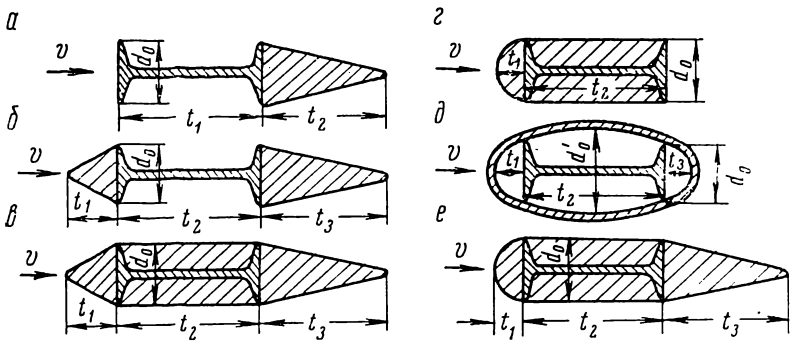


Рис. 89. Обтекатели расстрелов:

а — с одним хвостиком; *б* — с обтекателем и хвостиком; *в* — с обтекателем и хвостиком, но с заделкой промежутков между полками; *г* — с заделкой и обтекателями; *д* — с заключением расстрелов в обтекаемую оболочку; *е* — с заделкой промежутков, с обтекателем и хвостиком

жесткого, обладающего высоким сопротивлением к истиранию и ударам. Нельзя применять дерево и фанеру ввиду их низкой огнестойкости даже при пропитке солями, так как последние выщелачиваются в мокрых стволах. Покрытие краской также не надежно. Можно использовать листовую сталь с покрытием из поливинилхлорида, винипласта, эпоксидной смолы; стекловолокно и другие аналогичные материалы.

За рубежом [97] при исследовании в аэродинамической трубе диаметром 600 *мм* плоских хвостовиков шириной 10 *см* и толщиной 0,48 *см*, прикрепляемых к обтекаемым расстрелам у расстрела гексагональной формы длиной 40 *см* и шириной 10 *см*, величина коэффициента лобового сопротивления при хвостовиках длиной 46, 80 и 160 *см* уменьшилась на 14, 34 и 60%. Установка пластинок впереди расстрелов снизила величину коэффициента лобового сопротивления у расстрелов прямоугольной формы на 14—17%, а у расстрелов гексагональной формы снижения не было.

Стоимость расстрелов с обтекателями значительно больше, чем обычных расстрелов. Но экономия в расходах на электроэнергию

скоро окупит этот перерасход. Так, по подсчетам М. Ф. Дукалова [34], годовая экономия при применении в шахтном стволе диаметром 6 *м* и глубиной 800 *м* обтекаемой армировки составляет около 140 тыс. руб. (с учетом погашения армировки и расходов на проветривание); количество воздуха при расчете принято было 300 *м*³/*сек*.

Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов можно уменьшить обшивкой лестничного отделения, которая производится со стороны подъемного отделения металлическими листами, проволочной сеткой с покрытием из поливинилхлорида с обоих сторон или листами из поливинилхлорида. Применение такой обшивки снижает величину коэффициента α на 15—20%, а обшивки изнутри отделения — на 10—15%.

Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов можно также уменьшить:

1) лобовым расположением проводников, при котором нет необходимости в центральном расстреле, на который приходится бо́льшая часть сопротивления ствола;

2) отказом от расстрелов и применением в качестве поддерживающих конструкций для проводников кронштейнов или небольших консолей, укрепляемых в стенках стволов.

Расчет показывает, что в стволе с центральным расстрелом, у которого коэффициент $\alpha = 0{,}0032$, после удаления центрального расстрела и замены боковых расстрелов консолями коэффициент α уменьшился до 0,0005 при бетонной крепи и до 0,0011 при тюбингах (вместо 0,004).

§ 3. Лобовое сопротивление

Под *лобовым сопротивлением* понимают сопротивление, оказываемое движению воздуха каким-нибудь телом, поставленным поперек воздушного потока. Так, лобовое сопротивление оказывают стойки, поставленные посередине выработки (ремонтины, которые были рассмотрены выше), и расстрелы, значение которых было освещено в § 2 настоящей главы.

Давление движущегося воздуха на неподвижную площадку равно скоростному напору $\frac{v^2}{2g}\gamma$ (v — скорость набегающего воздуха). Давление воздуха на тело произвольной формы, поставленное поперек движения воздушного потока, пропорционально скоростному напору $h_{ск}$, миделеву сечению, равному наибольшему сечению тела в плоскости, перпендикулярной потоку воздуха, и некоторому коэффициенту c, зависящему от формы тела:

$$p_{лоб} = h_{ск} S_{мид} c. \qquad (36)$$

Коэффициент c безразмерен и определяется опытным путем. Так как давление $p_{лоб}$ действует на тело «в лоб», то коэффициент c называют *коэффициентом лобового сопротивления*. Величина коэффициентов лобового сопротивления подчиняется тем же закономерностям, что и коэффициент трения, т. е. по достижении достаточно

большого числа Рейнольдса (или, что то же, скорости движения воздуха) она становится величиной постоянной.

Потеря давления при обтекании какого-нибудь тела

$$h_{\text{лоб. сопр}} = c\frac{v^2}{2g}\gamma \cdot \frac{S_{\text{мид}}}{S - S_{\text{мид}}},\ кГ/м^2, \tag{37}$$

где S — сечение выработки, $м^2$.

Аэродинамическое сопротивление, которое оказывает тело движущемуся потоку, определяется по формуле

$$R_{\text{лоб. сопр}} = 0{,}0612\frac{cS_{\text{мид}}}{(S - S_{\text{мид}})^3},\ кμ. \tag{38}$$

Это сопротивление будет тем больше, чем больше отношение миделевого сечения к площади выработки.

Если в выработке стойки установлены одна за другой, то при таком групповом обтекании значение коэффициентов лобового сопротивления будет меньше, чем при одиночном обтекании, и притом тем меньше, чем ближе стойки одна от другой.

Величина коэффициента c расстрела двутаврового профиля при одиночном обтекании составляет 1,2, а прямоугольного профиля с отношением сторон 2 1 (2 — размер по потоку) 0,72—0,9.

§ 4. Местные сопротивления

Местными называют сопротивления, приуроченные к определенному месту выработки. К ним относятся различные повороты, сужения и расширения выработок, места разделения и слияния воздушных струй, вентиляционные окна и т. д. К ним можно отнести также и стоящие в выработке вагонетки и электровозы.

Так как воздух, проходя через местное сопротивление, выполняет какую-то работу, то его давление уменьшается. Эта потеря давления прямо пропорциональна скоростному напору воздуха

$$h_{\text{м. сопр}} = \xi h_{\text{ск}} = \xi\frac{v^2}{2g}\gamma,\ кГ/м^2, \tag{39}$$

где ξ — коэффициент местного сопротивления.

Величину коэффициентов обычно определяют опытным путем. Для этого измеряют разность давления в двух сечениях — до и после местного сопротивления (например, поворота) и вычитают из замеренной разницы давления подсчитанную потерю давления на трение на замерном участке. Затем определяют величину коэффициента ξ:

$$\xi = \frac{h_{\text{м. сопр}} 2g}{v^2\gamma}. \tag{40}$$

В каждом отдельном случае необходимо условиться, к какой скорости отнесен коэффициент местного сопротивления, — до или

после поворота. Этот выбор произволен. Коэффициент местного сопротивления величина безразмерная.

В практике проветривания рудников могут встретиться сложные сопротивления, включающие как сопротивления трения, так и местные сопротивления (например, канал вентилятора с поворотами). Поэтому необходимо располагать формулами, которые позволили бы один вид сопротивления выражать через другой. Ниже приведены эти формулы.

1. Для пересчета местных сопротивлений в аэродинамическое сопротивление R

$$R_{\text{м. сопр}} = 0{,}0612\,\frac{\xi}{S^2},\ кμ. \qquad (41)$$

2. Для обратного пересчета величины R в коэффициент местного сопротивления

$$\xi = 16{,}34 R_{\text{м. сопр}} S^2. \qquad (42)$$

Ниже приведены значения коэффициентов ξ некоторых наиболее часто встречающихся в рудниках местных сопротивлений:

а) для поворотов с острыми (незакругленными) кромками

Угол поворота, *град*	120	100	80	60	40	20
Величина коэффициента ξ	2,4	1,50	0,95	0,55	0,30	0,10

При повороте под прямым углом $\xi = 1{,}35—1{,}40$;

б) для поворотов с закругленными кромками (чем больше радиус закругления, тем меньше значение коэффициента ξ)

r/b *	0,25	0,5	0,75	1,00	1,5	2,0	3,0	4,0
ξ	0,30	0,18	0,13	0,10	0,09	0,08	0,075	0,07

Сопротивление поворота резко снижается вначале при увеличении радиуса до размера ширины выработки. При дальнейшем увеличении радиуса закругления это увеличение мало влияет на сопротивление поворота выработки. Для других углов поворота можно ориентировочно принимать такое же снижение значения коэффициента ξ, как и для прямого угла;

в) для поворотов с одновременным сужением (поворот из ствола шахты в канал вентилятора). Опыты в аэродинамической трубе показали, что величина коэффициента ξ зависит в данном случае от соотношения сечения канала к сечению ствола ($S_{\text{кан}}$ $S_{\text{ств}}$), а также от того, продолжается ли ствол за каналом, образуя куток, или нет.

Значения коэффициента ξ приведены в табл. 13.

---

* r — радиус закругления внутреннего угла; b — ширина выработки (составлено для угла поворота 90°).

Таблица 13

$S_{кан} : S_{ств}$	С кутком	Без кутка
0,25	0,82	0,48
0,30	0,85	0,61
0,40	0,90	0,67
0,50	0,96	0,73
0,60	1,03	0,83

Примечание. Значения коэффициента ξ даны для прямого поворота и отнесены к скорости за поворотом.

Если ствол не служит для подъема, имеет смысл закрывать куток между каналом и поверхностью, потеря на повороте в канал может быть снижена примерно на 25%.

Скошение внутренней кромки поворота проще, чем закругление кромок, существенно уменьшает сопротивление поворота под углом 90° (например, при угле скашивания 26,5° коэффициент поворота составляет 0,22 без кутка и 0,26 с кутком вместо 1,4).

Ниже приведены значения коэффициентов местных сопротивлений, полученные не на моделях, а непосредственно в горных выработках (по данным Горного бюро США):

Поворот под прямым углом в выработке без крепи, стенки гладкие, ширина 2,7 *м*	1,4
То же, внутренний угол закруглен:	
$r=0{,}9$ *м*	0,85
$r=1{,}8$ *м* . . .	0,57
То же, закруглены оба угла:	
$r_1=0{,}9$ *м*, $r_2=3{,}6$ *м*	0,65
Два последовательных поворота в одну сторону через 15 *м*	2,03
То же, в разные стороны	2,45
То же, но повороты в разных плоскостях	2,80

Установка вставок на поворотах в виде изогнутых по дуге листов железа или обтекаемых лопаток типа крыла самолета позволяет значительно уменьшить сопротивление поворотов (например, поворота под прямым углом в 7 раз).

Внезапные сужения. При уменьшении площади сечения выработки в 2 раза значение коэффициента ξ составляет 0,25, в 2,5 раза — 0,3, в 5 раз — 0,4 и в 10 раз — 0,45 (по данным И. Е. Идельчика); значения ξ отнесены к скорости за сужением.

Внезапные расширения. При увеличении сечения выработки в 2 раза значение коэффициента ξ составляет 0,28, в 3,3 раза — 0,52 в 5 раз — 0,6 и в 10 раз — 0,85; значения ξ отнесены к скорости до расширения.

Сопротивления тройниковых сопряжений выработок между собой. В КГРИ были найдены значения коэффициентов местных сопроти-

влений ξ при различных способах разделения воздушного потока в тройниковых соединениях выработок [11]. Все выработки были одинакового сечения. Для показанных на рис. 90 соединений выработок получены следующие значения коэффициентов ξ (табл. 14).

Таблица 14

Типы разделений и слияния струи	При изменении $\frac{v_3}{v_1}$ от 0,1 до 0,9
Боковое ответвление струи (рис. 90, *а*)	1,59
То же (рис. 90, *б*)	От 0,86 до 0,20
Слияние боковой струи (рис. 90, *в*)	От 0,5 до 0,1
Разделение струи на две (рис. 90, *г*)	От 0,70 до 1,40
Слияние двух струй (рис. 90, *д*)	До значения $v_3 : v_1 = 0{,}45$ . . 0,5—0,4, более 0,45 0,4—1,35

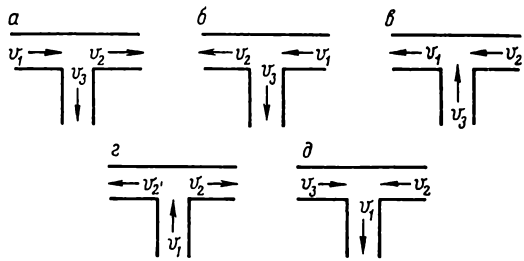


Рис. 90. Различные типы разделения воздушного потока в тройниковых соединениях рудничных выработок

Влияние шероховатости стенок выработок на величину коэффициентов местных сопротивлений выражается в образовании дополнительных вихрей, что приводит к значительной потере энергии, а следовательно, и к увеличению величины коэффициентов местных сопротивлений.

Приведенные выше значения коэффициентов ξ были получены в воздухопроводах с гладкими стенками ($\alpha = 0{,}0003$), поэтому их необходимо увеличивать при использовании в шероховатых выработках. По исследованиям проф. В. Б. Комарова значения коэффициентов в шероховатых воздухопроводах могут быть подсчитаны по формуле

$$\xi_{шер} = \xi_{гл} + 235 \cdot (\alpha_{шер} - \alpha_{гл}), \qquad (43)$$

где $\alpha_{гл}$ и $\alpha_{шер}$ — значения коэффициентов трения в гладком и шероховатом воздухопроводе или по формуле доц. А. А. Харева

$$\xi_{шер} = (\xi_{гл} + 280\alpha_{шер})\frac{b}{H}, \qquad (44)$$

где H — высота выработки, *м*;
b — ширина выработки, *м*.

Сопротивление воздушных мостов (кроссингов). Воздушные мосты — это сложные местные сопротивления, состоящие из сужения воздушной струи, расширения и прямолинейного участка. Они были исследованы проф. Ф. А. Абрамовым, который дал следующие значения их сопротивления (табл. 15)

Таблица 15

Число труб	Диаметр труб и размеры прямоугольных труб, *м*	Наличие коллектора и диффузора	Сопротивление, μ
1	0,75	Нет	500—700
2	0,60	»	
1	0,60	Есть	
1	0,90	Нет	150—250
2	0,75	»	
2	0,60	Есть	
1	0,75	»	
2	0,90	Нет	50—75
1	0,90	Есть	
2	0,75	»	
1	1,2×0,6	»	20—30
2	0,90	»	
1	1,5×0,75	»	
1	1,25×1,65	»	
1	2,5×2,5	»	10

Из табл. 15 видно, что наличие коллектора на входе в кроссинг и диффузора на выходе уменьшает аэродинамическое сопротивление.

§ 5. Влияние различных факторов на величину аэродинамического сопротивления и коэффициент трения

Влияние изменения скорости движения воздуха. Коэффициенты трения и местных сопротивлений остаются практически постоянными при числах Рейнольдса около 150 тыс. и выше, чему соответствует в выработке сечением 5 $м^2$ скорость движения воздуха 0,8—0,9 *м/сек*. При меньших числах Рейнольдса значения коэффициентов α вначале несколько уменьшаются, а затем, начиная с $Re = 1000$, резко возрастают. Это влияние невелико, и на практике принимают, что коэффициенты трения, лобового и местного сопротивления постоянны.

Влияние изменения удельного веса. Так как $\alpha = \beta \frac{\gamma}{2g}$, то естественно, что с изменением удельного веса воздуха должна меняться и величина аэродинамического сопротивления. Так, в рудниках, расположенных в горах, где воздух разрежен, коэффициенты α будут меньше, и наоборот, они будут больше в глубоких рудниках. С повышением температуры значения коэффициента α уменьшаются, с понижением — увеличиваются.

Резкое уменьшение удельного веса воздуха наблюдается при пожарах, когда в результате повышения температуры воздуха до

1000° С величина удельного веса воздуха может уменьшиться до 0,3. Это может вызвать возникновение очень большой естественной (аварийной) тяги, которая нарушает вентиляционный режим шахты, опрокидывает воздушную струю и т. д.

Изменение *состава воздуха и его влажности* обычно при расчетах не учитывают.

Влияние капежа в стволе. В некоторых шахтных стволах наблюдается капеж воды, просачивающейся через крепь и стекающей из канала вентилятора. Кроме того, причиной капежа может быть

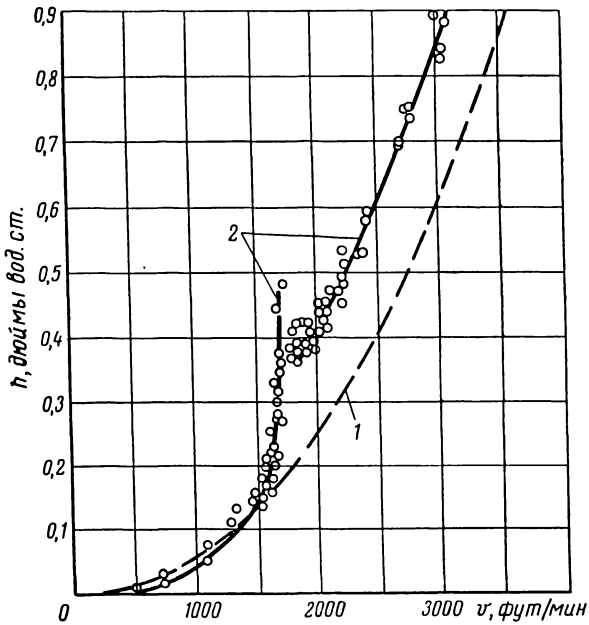


Рис. 91. Влияние капежа в стволе на его аэродинамическое сопротивление

1 — сухой ствол; *2* — мокрый ствол

влага, выпадающая из воздуха при конденсации водяного пара в верхней части ствола.

В зависимости от того, с какой скоростью движется воздух в стволе и какова величина падающих капель воды, может происходить следующее: 1) наиболее крупные капли, преодолевая напор вентиляционной струи, будут падать в ствол; 2) средние по величине капли будут «парить» в стволе во взвешенном состоянии; 3) наиболее мелкие капли будут увлекаться вентиляционной струей и попадать в канал вентилятора, где часть из них будет падать на почву канала и стекать обратно в ствол, а остальная часть вместе с воздушной струей выбрасывается на поверхность.

Стекание воды в ствол нежелательно. Для устранения стекания воды в канале вентилятора делают поперечную канавку, из которой воду откачивают небольшим насосом. Кроме того, в месте сопряжения канала вентилятора со стволом делают небольшой бортик.

Наблюдения на рудниках ЮАР показали, что если в стволе имеет место сильный капеж, то при остановке вентилятора в течение нескольких минут происходит ливень — это падает вода, которая находится в стволе во взвешенном состоянии. Для устранения ее вредного влияния на аэродинамическое сопротивление рекомендуется или увеличить число оборотов вентилятора (в этом случае вода будет выноситься из ствола), или уменьшить его (вода в виде капель будет падать в ствол). В обоих случаях дебит вентилятора возрастает. Критическая скорость движения воздуха в стволе будет выше 10 *м/сек*.

На рис. 91 показано влияние капежа в стволе на его аэродинамическое сопротивление. При достижении скорости движения воздуха до 1740 *фут/мин* (8,8 *м/сек*) происходит «всплеск» депрессии в стволе с 6,35 до 15,5 *мм*; при скорости свыше 10,15 *м/сек* «всплеск» пропадает. Такой же эффект получен канд. техн. наук У Х. Бакировым на опытной установке.

§ 6. Значение местных сопротивлений в общем сопротивлении рудника

При проектировании вентиляции к подсчитанной общерудничной депрессии добавляют 10—15% на неучтенные местные сопротивления.

При соблюдении скоростей движения воздуха, предписываемых Правилами безопасности, потеря давления на преодоление одного поворота под прямым углом составляет:

при скорости 8 *м/сек* (с учетом шероховатости боковых стенок)

$$h = 2{,}35\,\frac{64}{14\,62} = 7{,}7 \text{ мм вод. ст.};$$

при скорости 4 *м/сек* — около 2 *мм вод. ст.*

Общие потери давления составят при повороте из ствола в околоствольный двор, из квершлага на штрек, затем в лаву на вентиляционный штрек, из него на квершлаг околоствольный и обратно в ствол

$$7{,}7 + 7{,}7 + 2{,}0 + 2{,}2 + 7{,}7 + 7{,}7 = 34{,}8 \text{ или } 40 \text{ мм вод. ст.}$$

Это составляет от депрессии 300 *мм вод. ст.* около 13,4%. Таковы потери по наиболее простой схеме, где учтено всего шесть поворотов струи. В действительности в рудниках местных сопротивлений значительно больше и добавление в 10—15% правомерно. Задача осложняется тем, что при общепринятом способе подсчета общешахтной депрессии не учитывают утечки воздуха и подставляют в формулы для подсчета депрессии количество воздуха без их учета. Это увели-

чивает величину общешахтной депрессии. Принято считать, что указанные неточности подсчета общешахтной депрессии взаимно компенсируют одна другую. Детально этот вопрос до настоящего времени не анализировался.

Необходимо указать, что при переходе на следующие горизонты общешахтная депрессия (особенно в условиях Криворожского бассейна, где на стволы приходится около половины общешахтной депрессии) должна существенно возрасти. При этом возрастет и поправка на местные сопротивления. Однако, если количество воздуха, схема подготовки и система разработки останутся без изменения, то нет оснований ожидать, что изменится потеря депрессии на местные сопротивления. Следовательно, общепринятый подсчет потерь депрессии на местные сопротивления в процентах от общешахтной депрессии хотя и прост, но не совсем правилен.

Рассматриваемая добавка депрессии предназначена еще для компенсации уменьшения с течением времени размеров сечения выработок. Для условий угольных шахт канд. техн. наук М. А. Патрушев приводит следующие данные [59] об уменьшении с течением времени сечения закрепленных выработок: главных откаточных — на 20%; вентиляционных — на 21%; наклонных — на 29%; участковых вентиляционных — на 39%.

В целом по шахте (по подсчету М. А. Патрушева) общее сопротивление увеличивается на 10—15% (в отдельных случаях на 40%). По данным ДонУГИ, фактическое сопротивление эксплуатируемых шахт превышает проектное в среднем в 1,6 раза, а на отдельных шахтах — в 2—3 раза. Поэтому можно рекомендовать (до более глубокого исследования этого вопроса) принимать поправку к подсчитанной общешахтной депрессии в 15—20% при условии, что потери воздуха на пути от околоствольного двора до очистных забоев не учитываются.

§ 7. Единицы сопротивления

Уравнение (31) связывает депрессию, теряемую в выработке, с ее размерами и шероховатостью, а также с количеством проходящего по ней воздуха.

Выражение $\alpha \frac{LP}{S^3}$ в уравнении (31) является аэродинамическим сопротивлением или просто сопротивлением выработки и обозначаются буквой R:

$$R = \alpha \frac{LP}{S^3} \tag{45}$$

и

$$h = RQ^2. \tag{46}$$

Из уравнения (46) получаем

$$R = \frac{h}{Q^2}, \tag{47}$$

отсюда следует, что размерность единицы сопротивления

$$|R| = \frac{кг \cdot сек^2}{м^8}$$

Из уравнения (46) видно, что для определения сопротивления какой-нибудь выработки достаточно измерить разность давления воздуха в начале и в конце выработки, а также количество воздуха, проходящего по ней. Замерять площадь сечения и периметр выработки не требуется.

За единицу сопротивления принято сопротивление такой выработки, которое вызывает падение давления в ней (депрессии) в 1 *мм* при прохождении 1 $м^3$ воздуха в 1 *сек*.

Тогда

$$R = \frac{1}{1^2} = 1.$$

Эта единица получила название киломюрг ($k\mu$). Однако эта величина иногда бывает слишком крупной для измерения сопротивления шахтных выработок, поэтому применяют другую — мюрг (μ).

Уравнение (47) будет

$$R = 1000 \frac{h}{Q^2}, \ \mu. \qquad (48)$$

В зарубежной литературе (Франция и Бельгия) за единицу аэродинамического сопротивления принимается киломюрг. В ФРГ — Вейсбах (W), совпадающий по величине с киломюргом. В Англии — Аткинсон, равный 0,0061 киломюрга (сопротивление Аткинсон имеет выработка, в которой при разности давления в 1 *дм* на 1 *кв. фут* проходит 1000 $фут^3$ сухого воздух при температуре 15,5° С и 762 *мм рт. ст*).

Величины местных и лобовых сопротивлений также выражают в киломюргах и мюргах.

Если движение воздуха подчиняется закону, отличному от квадратичного, а именно

$$h = RQ^n,$$

где n — показатель степени, то сопротивление таких выработок или их сочетаний нельзя измерять киломюргами и мюргами, так как размерность иная. Из приведенного выше уравнения получаем

$$R = \frac{h}{Q^n}.$$

При небольших отклонениях закона движения от квадратичного можно не принимать во внимание это отклонение. Так, при $n = 1{,}8$ ошибка при расчетах не превышает 3—4%. Поэтому вместо уравнения

$$h = RQ^n$$

предложено другое уравнение

$$h = aQ + bQ^2, \tag{49}$$

где a и b — численные коэффициенты.

В этом уравнении первое слагаемое отвечает ламинарному движению и второе — турбулентному (квадратичному).

Необходимо отметить, что величиной, характеризующей трудность или, наоборот, легкость проветривания какой-нибудь выработки, является не столько ее коэффициент трения α, сколько ее сопротивление R. Выработки одной и той же длины могут обладать одинаковыми коэффициентами трения, но если их размеры неодинаковы, то выработки большего размера легче проветривать, чем выработки меньшего размера.

В табл. 16 приведены значения сопротивлений 100-метровых участков штрекообразных выработок, закрепленных крепежными рамами, при разных площадях сечения и $\alpha = 0{,}0015$. При сечении 5 $м^2$ сопротивление равно 11,2 мюрга и при сечении 8 $м^2$ всего 3,45 мюрга, т. е. в 3,25 раз меньше, а это означает, что при одной и той же разнице давления через вторую выработку пойдет в $\sqrt{3{,}25} = 1{,}8$ раза больше воздуха. Для нахождения значений сопротивления при других коэффициентах α служат две дополнительные колонки в табл. 16 (последние), в которых приведены значения поправочного множителя k, на который надо умножать табличные значения сопротивления при α, отличном от 0,0015.

Таблица 16

S, $м^2$ (целые числа)	Десятые доли квадратного метра										k	
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9		
2	110	97,5	86,9	77,7	70,0	63,0	57,2	52,1	47,5	43,6	0,0010	0,67
3	40	36,9	34,1	31,5	29,3	27,2	25,4	23,7	22,2	20,8	0,0011	0,73
4	19,5	18,1	17,3	16,3	15,4	14,5	13,8	13,0	12,3	11,7	0,0012	0,80
5	11,2	10,7	9,95	9,59	9,22	8,22	8,42	8,07	7,72	7,42	0,0013	0,87
6	7,04	6,81	6,53	6,28	6,203	5,80	5,58	5,38	5,18	4,98	0,0014	0,93
7	4,82	4,65	4,49	4,20	4,06	3,92	3,80	3,80	3,67	3,55	0,0015	1,00
8	3,45	3,34	3,23	3,15	3,06	2,97	2,88	2,80	2,72	2,64	0,0016	1,07
9	2,67	2,57	2,43	2,36	2,30	2,24	2,19	2,14	2,08	2,03	0,00171	1,13
10	1,97	1,93	1,88	1,79	1,75	1,70	1,67	1,67	1,63	1,59	0,0018	1,20
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0019	1,27
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0020	1,33

Пример. Найти сопротивление участка штрека сечением 6,6 $м^2$, длиной 600 $м$ при $\alpha = 0{,}0017$

$$R = 5{,}58 \frac{600}{100} \cdot 1.13 = 37{,}8\ \text{мюрг}.$$

§ 8. Эквивалентное отверстие

Эквивалентным отверстием рудника называют такое отверстие A в тонкой стенке, через которое при разности давления по ту и другую сторону стенки, равной депрессии рудника, будет проходить то же количество воздуха, что и через рудник под влиянием той же депрессии.

Понятие эквивалентного отверстия распространяют также на часть рудника или отдельную выработку.

Величина эквивалентного отверстия определяется по формуле

$$A = 0{,}38\frac{Q}{\sqrt{h}}, \ м^2, \tag{50}$$

где Q — количество воздуха, $м^3/сек$;

h — депрессия, *мм вод. ст.*, включающая депрессию рудника и естественную тягу.

Условно принято относить рудники по величине их эквивалентного отверстия к следующим трем категориям: 1) трудно проветриваемые рудники, $A < 1\ м^2$; 2) средние по трудности проветривания, $1 < A < 2\ м^2$; 3) легко проветриваемые, $A > 2\ м^2$.

Зависимость между эквивалентным отверстием и сопротивлением выражается формулами:

$$A = \frac{0{,}38}{\sqrt{R}} \tag{51}$$

и

$$R = \frac{0{,}144}{A^2}. \tag{52}$$

Из этих формул следует, что к трудно проветриваемым рудникам относят те, у которых аэродинамическое сопротивление больше $0{,}144\ к\mu$, к средним — $0{,}144 > R > 0{,}036\ к\mu$ и к легким $R < 0{,}038\ к\mu$.

Из рассмотрения формул (45) и (50) можно сделать следующие выводы:

1) величина сопротивления и эквивалентного отверстия рудника или выработки зависят исключительно от размеров выработок и их коэффициента трения и не зависят от количества протекающего по ним воздуха; наибольшее влияние оказывает на них изменение площади сечения выработок;

2) сопротивление R прямо пропорционально длине выработок, а эквивалентное отверстие обратно пропорционально корню квадратному из этой длины;

3) зависимость депрессии выработки от площади ее сечения проще выражать через сопротивление, а не через эквивалентное отверстие;

4) количество воздуха прямо пропорционально корню квадратному из депрессии, а также пропорционально эквивалентному отверстию.

§ 9. Характеристика выработок и рудников

Уравнение (46) представляет, очевидно, параболу. Если величина R известна, то эта парабола строится следующим образом: в данное уравнение подставляют произвольные значения количества воздуха Q_1, Q_2 и т. д. и вычисляют соответствующие им депрессии h_1, h_2 и т. д.

Вычисление производится по следующей форме:

Q	h
Q_1	h_1
Q_2	h_2

В осях координат h — Q, выбранных в произвольном масштабе, находят точки, соответствующие парам значений Q_1 и h_1; Q_2 и h_2 и т. д. Эти точки соединяют плавной кривой, которая называется *характеристикой рудника или выработки* (рис. 92). Чем круче эта кривая, тем сопротивление рудника больше, а эквивалентное отверстие меньше.

Рис. 92. Вентиляционная характеристика рудника или выработки

Чтобы получить данные для построения характеристики действующего рудника, поступают следующим образом:

1. Измеряют при нескольких положениях шибера в канале вентилятора количество воздуха и депрессию.

2. Измеряют при нескольких положениях шибера количество воздуха, выходящего из рудника (замеры делают в околоствольных дворах), а также его депрессию, опуская в ствол резиновую трубку, присоединенную к депрессиометру. При первом измерении получают эквивалентное отверстие, на которое работает вентилятор, при втором — эквивалентное отверстие рудника.

По полученным парам значений количества воздуха и депрессии строится характеристика. При этом могут быть следующие отклонения: кривая не будет проходить через начало координат — это означает, что во время замеров действовала естественная тяга того или иного направления; кривая вблизи начала координат не будет параболой — это будет в том случае, когда при уменьшении количества воздуха, проходящего через рудник, режим движения в некоторых выработках отступает от квадратичного; кривая на всем протяжении не представляет собой параболы — это бывает при наличии зон обрушения, сообщающихся с поверхностью.

Несмотря на указанные отступления, параболические характеристики рудников находят широкое применение при графическом решении самых различных задач на проветривание рудников

вентиляторами. Одна из таких задач заключается в нахождении дебита вентилятора при данной характеристике рудника. Она решается наложением на характеристику рудника характеристики вентилятора. Так как искомый режим находится с одной стороны на характеристике рудника, а с другой — на характеристике вентилятора, то он должен находиться на точке пересечения обоих характеристик (рис. 93). Ордината этой точки будет равна депрессии вентилятора, а абсцисса — его дебиту.

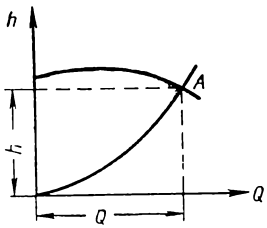


Рис. 93. Определение режима работы вентилятора

Глава V

ОБЩЕЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ СИСТЕМЫ РУДНИЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Различные типы соединений выработок и способы определения их общего сопротивления

Общим сопротивлением любой системы рудничных выработок, как угодно соединенных между собой, называется величина, которая заменяет при расчетах совокупное сопротивление всех выработок системы движению по ним воздуха. Принимается, что общее сопротивление данной системы выработок это величина постоянная, не зависящая от количества воздуха, проходящего по системе.

Рудничные выработки, в особенности на рудных шахтах, представляют собой обычно весьма сложную сеть. *Схемой проветривания* называется схематический чертеж, на котором показано без соблюдения масштаба взаимное расположение важнейших выработок с указанием направления движения по ним воздуха. На схеме показывают также места расположения вентиляторов. Иногда схемы проветривания выполняются в аксонометрической проекции.

При расчете шахтной сети необходимо установить:

1) общее сопротивление данной системы рудничных выработок;

2) распределение воздуха по данной системе рудничных выработок при заданном поступлении воздуха в эту систему;

3) направление движения воздуха по каждой выработке.

Смотря по сложности вентиляционной сети, указанные задачи решаются различно. Все виды соединений рудничных выработок состоят из комбинаций простейших соединений — последовательных, параллельных и диагональных (с одной или несколькими диагоналями). В более сложных схемах параллельные выработки соединяются между собой несколькими, как угодно пересекающимися выработками.

Расчет простых соединений — последовательных и параллельных — прост; более сложен расчет диагональных соединений. Расчет сложных соединений требует применения специальных способов.

При *последовательном* соединении общее сопротивление сети выработок равно сумме сопротивлений отдельных выработок; количество воздуха будет одинаковым на всем пути его движения:

$$R_{общ} = R_1 + R_2 + \quad + R_n; \tag{53}$$

$$Q_1 = Q_2 = \quad = Q_n; \tag{54}$$

$$h_{общ} = h_1 + h_2 + \quad + h_n, \tag{55}$$

т. е. общая депрессия последовательно соединенных выработок равна сумме депрессий отдельных выработок. Заменив сопротивления через эквивалентные отверстия, получим уравнение, которое для последовательного соединения менее удобно, чем уравнение (53):

$$\frac{1}{A^2_{общ}} = \frac{1}{A^2_1} + \frac{1}{A^2_2} + \quad + \frac{1}{A^2_n}. \tag{56}$$

При *параллельном соединении* выработок имеем известные уравнения для общего сопротивления системы, состоящей из двух или нескольких параллельных струй:

$$R_{общ} = \frac{R_1}{\left(\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + 1\right)^2}; \tag{57}$$

$$R_{общ} = \frac{R_1}{\left(\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt{\frac{R_1}{R_3}} + \cdot \quad + \sqrt{\frac{R_1}{R_n}} + 1\right)^2}; \tag{58}$$

$$A_{общ} = A_1 + A_2 + A_3 + \quad + A_n. \tag{59}$$

Уравнение (59) проще, чем уравнение (58). В частном случае, когда сопротивления параллельных струй одинаковы, будем для двух и нескольких параллельных струй n иметь:

$$R_{общ} = \frac{R}{4}. \tag{60}$$

$$R_{общ} = \frac{R}{n^2}. \tag{61}$$

Эти уравнения показывают, что разделение вентиляционного потока между несколькими вентиляционными выработками мощное средство снижения сопротивления (при двух струях в 4 раза, при n струях в n^2 раз). После определения общего сопротивления нескольких струй депрессия такого соединения будет равна

$$h_{общ} = R_{общ} Q^2_{общ}, \text{ } мм \text{ } вод. \text{ } ст., \tag{62}$$

где $Q_{общ}$ — общее количество воздуха, проходящего через систему.

Что касается распределения воздуха между параллельными выработками, то для случая двух и более параллельных струй имеем уравнения:

$$Q_1 = \frac{Q_{общ}}{\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + 1} \tag{63}$$

и

$$Q_1 = \frac{Q_{общ}}{\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt{\frac{R_1}{R_3}} + \ldots + 1}. \tag{64}$$

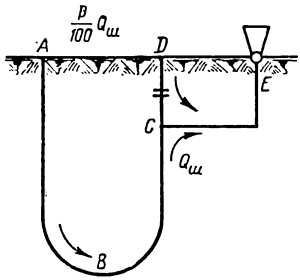


Рис. 94. Схема параллельного соединения при подсосе через устье вентиляционного ствола

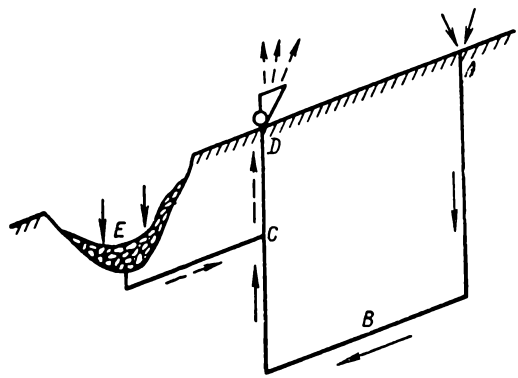


Рис. 95. Схема параллельного соединения при подсосе через зону обрушения

Напишем еще несколько необходимых уравнений:

$$Q_1 : Q_2 = \sqrt{\frac{R_2}{R_1}}; \tag{65}$$

$$Q_1 = Q_{общ} \frac{A_1}{A_{общ}}, \tag{66}$$

т. е. воздух распределяется в параллельной системе: 1) обратно пропорционально корню квадратному из отношений сопротивлений и 2) прямо пропорционально эквивалентным отверстиям.

В качестве примеров параллельных соединений, отличных от обычных, можно указать:

1) на рис. 94, где струя DC (подсос воздуха через неплотности устья вентиляционной шахты) и струя ABC представляют собой параллельные струи;

2) на рис. 95, где струя EC, проходящая через зону обрушения, и струя ABC также относятся к категории параллельных струй.

Для этих параллельных соединений справедливы все выведенные выше уравнения.

Диагональным соединением двух или более выработок называется такое соединение, когда эти выработки соединены между собой, кроме начального и конечного пунктов, еще одной или несколькими дополнительными выработками, называемыми диагоналями. На рис. 96 показано диагональные соединения выработок — простое (*а*) и сложное (*б*). Отличительной особенностью всех диагональных соединений является наличие одной (или нескольких) выработки, по которой воздух в зависимости от величины сопротивления остальных выработок может идти в прямо противоположных направлениях или вовсе не идти. Диагоналями могут быть струи, омывающие отдельные блоки при фланговой схеме проветривания (рис. 97, *а*); при центральной схеме (рис. 97, *б*) диагонального соединения не будет. Диагоналями могут быть не только отдельные выработки или блоки, но и целые рудные тела. На рис. 98 показана разработка трех жил, причем средняя жила представляет собой диагональ.

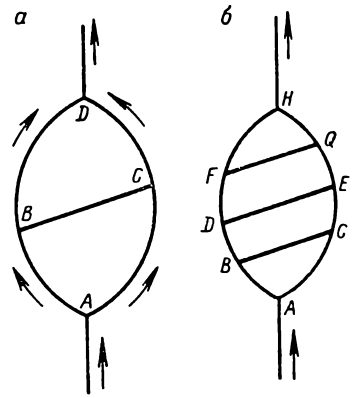


Рис. 96. Диагональные соединения выработок

Диагональные соединения очень распространены как на рудных, так и на угольных шахтах. Так, на 60 участках 22 шахт комбината Донецкуголь 58 участков, или 97%, имели диагонали [60].

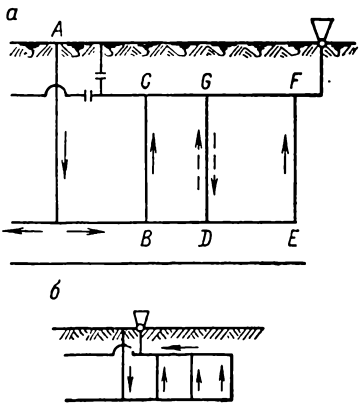


Рис. 97. Схема соединения при фланговой схеме проветривания (*а*) и при центральной (*б*)

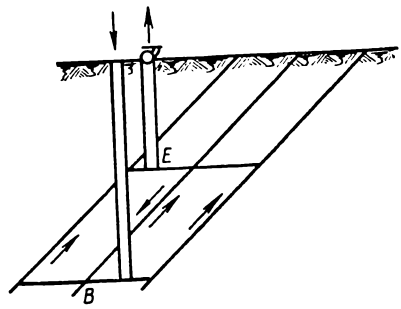


Рис. 98. Схема диагонального соединения при разработке нескольких жил

Если известны величины сопротивлений выработок, образующих простое диагональное соединение (рис. 99), то условием, чтобы воздух по диагонали не двигался, является равенство отношений

$$\frac{R_1}{R_2} = \frac{R_4}{R_5}, \qquad (67)$$

где R_1, R_2, R_4, R_5 — сопротивления выработок, образующих диагональ.

Так как в равенство (67) не входит сопротивление самой диагонали, то можно сделать вывод, что это сопротивление, а следовательно, и изменения его величины не оказывают влияния на направление движения воздуха в ветвях диагонального соединения. Это справедливо только для простого диагонального соединения.

Если равенство (67) нарушится, то воздух по диагонали пойдет, причем если

$$\frac{R_1}{R_2} < \frac{R_4}{R_5}, \tag{68}$$

то воздух пойдет от точки B к точке C.

Если

$$\frac{R_1}{R_2} > \frac{R_4}{R_5}, \tag{69}$$

то воздух по диагонали пойдет в обратном направлении, т. е. от точки C к точке B.

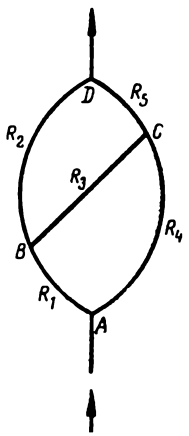


Рис. 99. Схема простого диагонального соединения

Для соединения, имеющего две или более диагоналей, условие, выраженное уравнением (67) и неравенствами (68) и (69), несправедливо.

Рассмотрение неравенств (68) и (69) показывает, что первое будет иметь место, когда сопротивления R_2 или R_4 возрастут или сопротивления R_1 или R_5 уменьшатся; второе неравенство будет иметь место в том случае, когда сопротивления R_2 или R_4 уменьшатся или сопротивления R_1 или R_5 возрастут.

Возможны и комбинации этих изменений. Рассмотрим, когда эти изменения возможны. Пусть имеется участок (блок с диагональю), в котором направление движения воздушных струй установилось. Если ни на одной ветви диагонального соединения нет двери или шлюза, то ожидать изменения направления движения воздуха по диагонали можно в том случае, если сопротивление какой-нибудь выработки увеличится в результате загромождения ее лесоматериалами, вагонетками или, наоборот, уменьшится при увеличении площади ее сечения. Причем вероятность такого изменения направления движения воздушных струй будет тем больше, чем отношение $R_1/R_2 : R_4/R_5$ будет ближе к единице. Тогда достаточно даже небольшого изменения аэродинамического сопротивления одной из выработок, образующих диагональное соединение, чтобы произошло опрокидывание воздуха в диагонали. И наоборот, если это отношение намного отличается от единицы, то прежде, чем произойдет изменение направления движения воздушных струй в диагонали, необходимо, чтобы отношение величины R_1/R_2 и R_4/R_5 существенно изменилось. Первые диагональные схемы можно отнести к неустойчивым, вторые — к достаточно устойчивым.

Пусть на какой-нибудь ветви диагонального соединения, кроме самой диагонали, установлены шлюз или дверь. По данным М. А. Патрушева [60], отношение между сопротивлениями закрытых и открытых шлюзов или двери может изменяться в пределах от 20—40 до 1000 и даже до 4000. Первые отношения относятся к неплотным вентиляционным сооружениям, вторые к плотным. При открытии таких шлюзов или дверей сопротивление выработки или целой струи, в состав которой данная дверь входит, сразу уменьшится в десятки, сотни, а иногда даже в тысячи раз. При этом неизбежно должно произойти опрокидывание вентиляционной струи в диагонали. Такие схемы обычно устойчивы, но становятся неустойчивыми при грубом нарушении вентиляционной дисциплины — оставлении открытой двери, которой полагается быть закрытой. Их можно отнести к категории условно устойчивых.

Могут быть случаи, когда изменение направления движения воздуха в диагонали произойдет в результате аварии (например, обвала), когда сопротивление какой-нибудь выработки резко возрастает, или разрушения перемычки при ведении взрывных работ, тогда сопротивление какой-нибудь выработки резко уменьшится. Такие случаи следует относить к категории аварийных. В случае, если дверь будет случайно закрыта, то равновесие диагональной схемы нарушится и она станет неустойчива. Эту схему можно отнести к категории условно устойчивых.

Чтобы судить о степени устойчивости какой-нибудь диагональной схемы, необходимо знать величину указанных выше отношений сопротивлений. Эту величину можно найти следующим образом. Находят по справочнику величину коэффициентов аэродинамического сопротивления выработок, входящих в состав всех ветвей, образующих диагональное соединение; измеряют сечения и периметры выработок и затем по известной формуле определяют величину аэродинамического сопротивления. Так как эти расчеты имеют ориентировочный характер, то небольшая неточность в определении величины аэродинамического сопротивления значения не имеет. Определяют депримометром или точным барометром перепад давления в исследуемых ветвях диагонального соединения, затем измеряют в них скорости движения воздуха, находят количества воздуха, после чего по формуле $R = h/Q^2$ подсчитывают величину аэродинамического сопротивления. Если имеют место утечки или подсос воздуха, то за расчетное количество воздуха принимается среднее арифметическое из количеств воздуха в начале и в конце воздушной струи.

На рис. 99 показана простая диагональная схема. Обозначим отношения сопротивления R_1/R_2 и R_4/R_5 через M_1 и M_2; пусть сопротивления R_1, R_2, R_4 и R_5 соответственно равны 5,0; 4,0; 2,4 и 3,0 $k\mu$, тогда

$$M_1 = \frac{5}{4} = 1{,}25 \quad \text{и} \quad M_2 = \frac{2{,}4}{3} = 0{,}8.$$

Так как $M_1 > M_2$ (отношение $M_1 : M_2$ равно 1,56), то это означает, во-первых, что воздух пойдет по диагонали в направлении

от точки C к точке B и, во-вторых, что если сопротивление R_1 или R_5 уменьшится в 1,56 раза или сопротивление R_2 или R_4 увеличатся во столько же раз, то M_1 будет равно M_2 и, самое незначительное дальнейшее изменение R_1, R_2, R_4 и R_5 приведет к тому, что M_1 будет меньше M_2 и произойдет опрокидывание струи в диагонали.

Вместо сравнения отношений R_1/R_2 и R_4/R_5 можно поступить иначе — найти, как должна измениться величина каждого из сопротивлений R_1, R_2, R_4 и R_5 в отдельности, чтобы произошло опрокидывание воздушной струи. Например, опрокидывание струи в диагонали произойдет, если R_2 увеличится с 4 до 5 $k\mu$, т. е. на 1 $k\mu$, или на 25%. Результаты аналогичных подсчетов для сопротивлений R_2, R_4 и R_5 представлены в табл. 17.

Таблица 17

Для опрокидывания струи и диагонали должно измениться	Увеличение или уменьшение, $k\mu$	в % на
$R_2=4$ на $R_2=5$	+1,0	+25
$R_4=2{,}4$ на $R_4=3$	+0,6	+25
$R_1=5$ на $R_1=4$	—1,0	—25
$R_5=3$ на $R_5=2{,}4$	—0,6	—25

Из табл. 17 видно, что рассматриваемое соединение будет неустойчивым ($M_1 = M_2$) при одном и том же увеличении или уменьшении сопротивления соответствующих ветвей диагонального соединения (в данном случае на 25%), но по абсолютной величине эти увеличения и уменьшения будут различны, а это значит, что если на одной ветви какого-то изменения сопротивления, выраженного в единицах сопротивления, будет достаточно для перевода диагонального соединения из устойчивого состояния в неустойчивое, то для другой ветви этого изменения может оказаться недостаточно.

На практике при наличии диагонального соединения следует: 1) найти величину отношения $M_1 : M_2$; 2) выяснить, при каких изменениях аэродинамического сопротивления ветвей диагонального соединения оно будет неустойчивым; найти выработку, в которой для перевода диагонального соединения из устойчивого состояния в неустойчивое необходимо наименьшее изменение сопротивления, и принять меры к его недопущению. Не следует оставлять без внимания и другие выработки. Было бы желательно дать классификацию диагональных соединений по степени их устойчивости, причем различную для соединений с дверью или шлюзом и без них. Так, если двери или шлюза нет, то диагональные соединения, у которых отношение величин R_1/R_2 и R_4/R_5 не превышает 2, можно отнести к категории малоустойчивых; от 2 до 5 — к среднеустойчивым и т. д. Это будет означать, что при $\frac{R_1}{R_2} : \frac{R_4}{R_5} = 2$ опрокидывание струи в диагонали произойдет при увеличении или уменьшении сопротивления какого-нибудь участка в 2 раза. При наличии двери или шлюза

критерии устойчивости должны быть, естественно, другие, с учетом приведенных выше значений сопротивлений этих вентиляционных сооружений. В настоящее время дать такую классификацию (по нашему мнению) весьма затруднительно, так как для этого требуются специальные исследования.

Так как $h = RQ^2$, т. е. депрессия какой-нибудь выработки прямо пропорциональна ее сопротивлению, то критерий устойчивости диагонального соединения можно выражать не в виде отношений аэродинамического сопротивления, а депрессии. Так, В. А. Афанасьев [3] предложил за критерий устойчивости принимать величину

$$k_{\text{у}} = \frac{\Delta h}{h}, \tag{70}$$

где Δh — приращение депрессии, при которой происходит опрокидывание струи;

h — депрессия рассматриваемой выработки.

По расчетам, выполненным на электронно-вычислительной машине «Урал-1» и на модели ПРВС-2 для одиннадцати участков пяти шахт Донбасса, критическое значение критерия устойчивости изменялось от 3 до 4,15 и может быть принято в среднем равным 3. При этом значении критерия устойчивости чаще всего наблюдалось опрокидывание струи в диагональной ветви.

Решение задачи на распределение воздуха по диагональному соединению было впервые дано в 1908 г. проф. Г. О. Чечоттом *. После него были найдены и другие решения. Не останавливаясь на этих способах, перейдем к рассмотрению универсальных способов решения сложных вентиляционных сетей.

§ 2. Расчет сложных сетей

В настоящее время наметились два метода расчета сложных вентиляционных сетей: электромоделированием и аналитический. Другие методы — гидравлический и пневматический — применяют только для решения узких задач (например, при моделировании сопряжения околоствольного двора со стволом шахты, ствола с каналом вентилятора и т. д.).

Моделирование двумя последними способами системы рудничных выработок для решения задач, поставленных в § 1 настоящей главы, из-за их громоздкости, а также сложности и трудности поддержания величины числа Рейнольдса на уровне, обеспечивающем постоянство аэродинамического сопротивления, почти никогда не применяется. Однако необходимость в решении этих задач применительно к сложным вентиляционным сетям имеется как при проектировании вентиляции, так и при реконструкции проветривания уже действующих рудников.

---

* Способ проф. Г. О. Чечотта подробно описан в книге А. А. Скочинского, В. Б. Комарова «Рудничная вентиляция», Углетехиздат, 1959.

Ниже приведено решение простых задач методами электромоделирования и аналитическим.

Метод электромоделирования основан на аналогии, которая имеется между законом движения воздуха по горным выработкам и уравнениями, характеризующими распределение токов и напряжений в электрической сети. Этот способ еще в 1918 г. был применен Н. П. Павловским для исследования вопросов фильтрации подземных вод. Электромоделирование позволяет заменить сложные, а иногда и невыполнимые обычными методами, вентиляционные расчеты прямым измерением электрических величин — силы токов и их напряжений — с последующим пересчетом с помощью масштабных коэффициентов на аэродинамические величины (расходы воздуха и разности давления).

В настоящее время известно несколько разновидностей моделей для расчета шахтных сетей, отличающихся друг от друга способом моделирования аэродинамических сопротивлений, — лампами накаливания, реостатами, полупроводниковыми триодами, числом элементов сети, из которых данная модель может быть собрана, и числом работающих в сети вентиляторов. Ниже показано применение ламп накаливания для моделирования турбулентного движения воздуха по горным выработкам.

Движение воздуха по выработкам описывается уравнением $h = R_a Q^2$ (R_a — аэродинамическое сопротивление). Для постоянного тока имеется уравнение $V = R_0 I$ (R_0 — омическое сопротивление и I — сила тока). Чтобы второе уравнение — неквадратичное превратить в квадратичное ($V = RI^2$), необходимо вместо R_0 поставить R_0/I; тогда:

$$V = \frac{R_0}{I} I^2 = k_\phi I^2;$$

$$k_\phi = \frac{V}{I^2} = \frac{R_0}{I}. \qquad (71)$$

В этом случае количеству воздуха в электрической модели будет соответствовать сила тока I, депрессии — напряжение V и аэродинамическому сопротивлению R — величина k_ϕ.

Выражение (71) показывает, что для постоянства величины k_ϕ (так как аэродинамическое сопротивление R_a величина постоянная) омическое сопротивление R_0 элементов сети в электрической модели должно измениться прямо пропорционально величине силы тока I.

Исследование обычных ламп накаливания показало, что из большего их числа можно подобрать такие группы, у которых в определенном интервале напряжений $k_\phi = \text{const}$.

Величина k_ϕ для различных групп ламп оказалась равной от 845 до 930 *ом/а*, с отклонением не больше 3—5%. Комбинируя такие лампы между собой, можно получать другие сопротивления: при последовательном соединении общее сопротивление будет составлять $n \cdot k_\phi$, при параллельном k_ϕ/n^2. Для моделирования необходимо принять условно какое-то соотношение между электрическим со-

противлением и аэродинамическим (например, лампа с сопротивлением $k_ф = 882$ *ом/а* соответствует сопротивление в 1 *кμ*; тогда двум лампам, соединенным последовательно, будет соответствовать сопротивление 2 *кμ*; двум лампам, соединенным параллельно, 0,25 *кμ*).

При составлении электрических моделей вентиляционных сетей удобнее принимать за соотношение между электрическим и аэродинамическим сопротивлениям то, которое позволяют, используя меньшее число ламп, получить все заданные сопротивления.

Ниже показано решение задачи указанным методом.

Пример. На рис. 100 показана схема, состоящая из двух параллельных выработок с сопротивлением $R_3 = 100$ и $R_4 = 155$ *кμ* и общих участков с сопротивлением $R_1 = 23$ μ и $R_2 = 25$ μ; общее количество воздуха, поступающее в систему, равно 24 *м³/сек*. Требуется найти, как распределится воздух по выработкам.

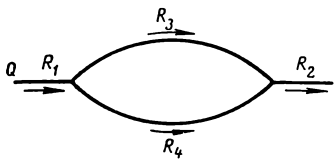


Рис. 100. Схема параллельного соединения выработок

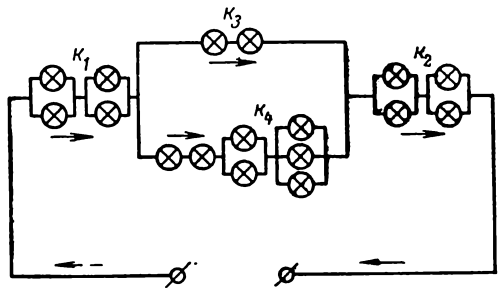


Рис. 101. Схема электрической модели параллельного соединения выработок

Решение.

1-й этап. Пусть лампы имеют фактический коэффициент пропорциональности $k_ф = 882$ *ом/а*. Методом подбора находим то произвольное значение, которое условно можно принять соответствующим величине $k_ф$. Это делается для того, чтобы было просто получить из минимального числа ламп все заданные сопротивления, соединяя их последовательно и параллельно. Так, приняв условно, что одной лампе с $k_ф = 882$ *ом/а* отвечает сопротивление 48 μ, то найдем, что при последовательном соединении таких ламп общее их сопротивление будет $n \cdot 48$ μ, а при параллельном $48/n^2$ (например, при двух параллельных ветвях общее сопротивление $48 : 4 = 12$ μ, при трех — $49 : 9 = 5{,}4$ μ и т. д.). Одному мюргу соответствует $\frac{882}{48} = 18{,}35$ *ом/а*.

На схеме, показанной на рис. 101, изображена электрическая модель параллельного соединения выработок. На ней показаны комбинации ламп, с помощью которых получены (с достаточной степенью точности) заданные сопротивления отдельных участков. Так, сопротивления R_1 и R_2, равные соответственно 23 и 25 μ, получены последовательным соединением двух групп параллельных соединений, а именно:

$$\frac{48}{4} + \frac{48}{4} = 24$$

с погрешностью

$$\frac{24-23}{23} \cdot 100 = 4{,}3\%$$

Следует обратить внимание, что отношение R_0/I (*ом/а*) может быть принято произвольным с той разницей, что заданные значения сопротивлений R_1, R_2 будут в каждом отдельном случае составлены из разных комбинаций ламп.

2-й этап. Составляем из ламп и проводов электрическую схему модели, подобную вентиляционной схеме (см. рис. 101), причем сопротивлением проводов пренебрегаем.

3-й этап. Подаем на эту схему напряжение и записываем показания вольтметра ($V = 564$ *в*) и амперметра ($I_{общ} = 0{,}625$ *а*).

4-й этап. Находим масштабы (множители) перехода от величины тока к количеству воздуха m_Q и от электрического напряжения к депрессии m_h:

$$m_Q = \frac{Q}{I} = \frac{24}{0{,}625} = 38{,}4 \quad \text{и} \quad m'_Q = \frac{I}{Q} = \frac{0{,}625}{24} = 0{,}026a = 26 \text{ } ма,$$

т. е. 26 *ма* в электрической схеме соответствует 1 $м^3/сек$ воздуха в вентиляционной.

Для определения m_h находим вначале общее сопротивление системы (аэродинамическое); из формулы (71) имеем

$$k = \frac{V_{общ}}{I^2_{общ}} = \frac{564}{0{,}625^2}, \text{ } ом/а,$$

а так как 18,35 *ом/а* соответствует 1 μ, то

$$R_{общ} = \frac{564}{0{,}625^2 \cdot 18{,}35} = 76 \text{ } \mu.$$

Найдя общее сопротивление, определяем общую депрессию системы

$$h = \frac{R_{общ} Q^2_{общ}}{1000} = \frac{76 \cdot 24^2}{1000} = 43 \text{ } мм,$$

а следовательно

$$m_h = \frac{h}{V_{общ}} = \frac{43}{564} = 0{,}076 \quad \text{и} \quad m'_h = \frac{V_{общ}}{h} = \frac{564}{43} = 13{,}1,$$

т. е. 13,1 на электромодели соответствует депрессии в 1 *мм вод. ст.*

5-й этап. Измеряем силу тока и напряжения во всех участках модели и с помощью найденных масштабов (множителей $m'_Q = 26$ и $m'_h = 13{,}1$) пересчитываем их в количества воздуха и депрессии. Такой пересчет выполнен в табл. 18, в которой для сравнения приведены значения Q и h, определенные расчетом.

Таблица 18

Участок схемы	I, *а* m, *а*	Q, $м^3/сек$			V, *в*	h, *мм вод. ст.*		
		на модели	по расчету	расхождение, %		на модели	по расчету	расхождение, %
Вся схема	625	24	24	—	564	43	43	—
R_1	625	24	24	—	276	13,4	13,3	+0,75
R_2	625	24	24	—	178	13,6	13,8	−1,45
R_3	325	12,5	12,42	0,5	147	15,40	15,2	+1,50
R_4	300	11,5	11,58	0,5	147	15,40	15,2	+1,50

Круг решаемых с помощью этих приборов задач весьма ограничен, так как они требуют применения специальных ламп, которые необходимо калибрировать; лампы могут выходить из квадратичного режима и т. д.

Описание этих приборов приведено только, чтобы показать, как можно на электрическом приборе рассчитать вентиляционную сеть.

Вместо лампового прибора Днепропетровским горным институтом создан прибор ППРВС ДГИ на полупроводниках, который позволяет моделировать до 100 отдельных участков и 6—7 вентиляторов, В ИГД им. А. А. Скочинского была разработана установка ЭМВС-5, основанная на использовании метода кусочно-линейной аппроксимации. Конотопским заводом «Красный металлист» в 1962 г. была выпущена более совершенная модель установки ЭМВС-6 [5]. Обе конструкции позволяют решать все задачи, встречающиеся в практике проветривания рудников. Однако они довольно громоздки и имеют большую стоимость (например, стоимость установки ЭМВС-5 около 20 тыс. руб.).

Необходимо отметить, что для решения той или иной задачи по расчету вентиляционных сетей следует предварительно получить значения аэродинамических сопротивлений всех выработок, которые будут моделироваться. Эта работа при сложной вентиляционной сети требует затрат большого количества времени (в отдельных случаях свыше двух месяцев). За это время как отдельные выработки, так и схема претерпевают некоторые изменения. После того как схема будет собрана, результат на машине получают очень быстро. Следует отметить, что эти приборы работают на принципе последовательного приближения, поэтому требуется большое число повторений расчетов.

Другой принцип работы прибора, сконструированного в ИГД АН Узб. ССР — он моделирует вентиляционные сети на линейных элементах. Прибор ЭПМВС (электрический прибор для моделирования вентиляционных сетей), в отличие от ранее описанных, компактен, его стоимость около 2,5 тыс. руб. Прибором ЭПМВС возможно рассчитывать сети с любыми числами ветвей и источниками тяги.

Аналитический метод. Наряду с решением задач по расчету рудничных и вентиляционных сетей методом электромоделирования, применяется и расчетный метод. Таких методов известно несколько. Согласно одним методам составляются квадратичные уравнения, связывающие между собой депрессии и количества воздуха отдельных участков вентиляционных сетей, после чего эти уравнения решаются средствами современной электронно-вычислительной техники. Согласно другим методам квадратичные уравнения предварительно линеаризуются, после чего решаются довольно просто. Метод решений таких уравнений предложен сотрудниками ИГД АН Каз. ССР [87].

Расчет сложных вентиляционных сетей в практике проветривания рудников необходим только для проектных или научно-исследовательских институтов.

Графический метод. Для решения несложных сетей, в том числе и сетей с работающими вентиляторами, могут быть также использованы графические методы. Эти методы основаны на указаниях, данных еще проф. Д. Ф. Борисовым [42]. Преимущества графического метода в его наглядности; недостаток в громоздкости решения сложных вентиляционных сетей. Усовершенствованием графического способа занимались в Советском Союзе проф. В. С. Пак, за рубежом — Г. Быстронь (ПНР).

В главах, посвященных рассмотрению совместной работы вентиляторов, а также регулированию количества воздуха, приведено несколько примеров графического решения вентиляционных сетей.

Оценка различных методов расчета шахтных вентиляционных сетей подробно приведена в работе [87]. Следует отметить, что метод моделирования более громоздок, число ветвей и вентиляторов в нем ограничено, элементы сопротивлений с течением времени могут менять свои характеристики. Значительное количество времени занимает подготовка имеющейся информации. Расчетные методы не имеют этих недостатков. Однако решение очень сложных схем аналитическим методом может оказаться трудным, а поэтому в некоторых случаях проще и быстрее будет решить их методом моделирования.

Глава VI

ЕСТЕСТВЕННАЯ ТЯГА

§ 1. Общие сведения

Естественная тяга в рудниках возникает вследствие разности удельных весов воздуха в вертикальных и наклонных выработках.

Разность удельных весов воздуха создается ввиду разности его температур и в меньшей степени зависит от влажности и химического состава воздуха. Примеры образования естественной тяги.

1. Естественная тяга на рудниках, разрабатывающих месторождения через штольню (рис. 102, *а*), образуется вследствие разницы удельного веса столбов воздуха AC и BB [1]. Зимой вес наружного столба воздуха BB' тяжелее столба AC, и воздух в рудник поступает по штольне. Летом вес столба воздуха AC тяжелее веса столба BB', и в руднике наблюдается обратное движение воздуха в направлении от устья вертикального ствола к устью штольни.

2. Естественная тяга возникает тогда, когда имеются два ствола шахты, устья которых расположены на различных уровнях (рис. 102, *б*). Зимой столб воздуха $a'B$ (как более тяжелый) будет вытеснять из рудника более легкий столб воздуха dC, поэтому ствол aB будет принимать воздух. Летом движение воздуха в руднике будет обратное.

3. Устья обоих стволов шахт находятся на одном уровне. При этом нет причин, которые вызвали бы разность температур воздуха в обоих стволах, и поэтому естественная тяга отсутствует или очень

мала. Могут быть рудники, в которых при данном расположении устьев стволов все же по разным причинам возникает естественная тяга (например, в одном из стволов заметен сильный капеж воды; капающая вода охлаждает воздух и, кроме того, чисто механически увлекает своими каплями частицы воздуха; воздух в этом стволе будет всегда опускаться вниз, а по сухому стволу подниматься вверх).

4. Естественная тяга возникает даже в том случае, когда имеется только один ствол (например, при его проходке). В этом случае холодный воздух опускается вниз около стенок, а нагретый посередине ствола поднимается вверх.

Естественная тяга имеет большое значение при проветривании рудников. Она проявляется в той или иной степени во всех рудниках вне зависимости от того, проветриваются ли они вентиляторами или

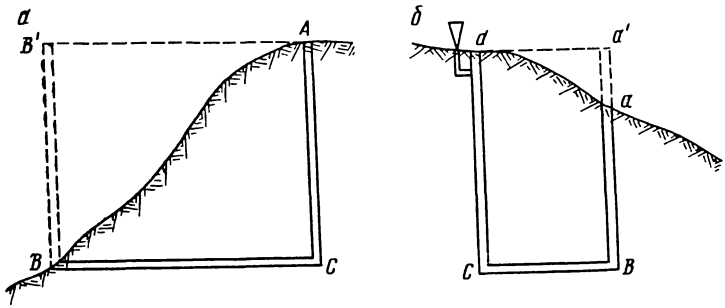


Рис. 102. Схема образования естественной тяги:

а — при вскрытии месторождения штольней; *б* — при вскрытии месторождения вертикальными стволами, устья которых расположены на различных уровнях

только естественной тягой. Величина ее иногда бывает такой значительной, что вполне обеспечивает проветривание рудника. Так, по замерам сотрудников кафедры вентиляции ЛГИ в апатитовом руднике им. Кирова естественная тяга при остановленном вентиляторе обеспечивала поступление в рудник до 5000 $м^3/мин$ воздуха. По замерам на другом руднике, проветриваемом только естественной тягой, в зимнее время в рудник поступало около 2000 $м^3/мин$ воздуха, что вполне обеспечивало его нормальное проветривание.

Установлено, что при естественной тяге [26] проветривание горных выработок осуществляется более совершенно даже при меньшем количестве поступающего в рудник воздуха, чем при проветривании вентиляторами. Это объясняется тем, что при искусственной вентиляции наибольшее разрежение получается в канале вентилятора, и воздух от подающего ствола к вентиляционному движется по пути наименьшего сопротивления; проветривание же очистных и подготовительных выработок затрудняется.

При естественной вентиляции нагретый воздух из отдельных забоев устремляется по восстающим к вентиляционному стволу, а из воздухоподающего ствола направляется холодный воздух,

который только после того, как он проветрит забои, направляется в исходящую струю.

При искусственном проветривании рудников естественная тяга оказывает влияние на работу вентилятора. В случае совпадения направления естественной тяги с депрессией вентилятора она помогает работе вентилятора, а при противоположном направлении препятствует его работе. Это влияние естественной тяги особенно заметно проявляется в глубоких шахтах и нагорных рудниках.

В нагорных рудниках имеются еще и специфические особенности возникновения и проявления естественной тяги вследствие активной аэродинамической связи горных выработок с земной поверхностью через зоны обрушения. Кроме того, суровые климатические условия, обусловленные географическим расположением нагорных рудников, повышают величину возникающей естественной тяги. Так, на руднике Центральный комбината «Апатит» величина естественной тяги в отдельные дни достигает 40—50 *мм вод. ст.* Поэтому величину естественной тяги необходимо учитывать каждый раз при выборе вентилятора и при производстве вентиляционных расчетов, связанных с проветриванием шахт. Недостаток естественной тяги: непостоянство подаваемого в шахту количества воздуха, так как депрессия естественной тяги, зависящая от температуры поступающего воздуха, может менять свою величину и направление не только в течение года, но и в течение суток. Естественное проветривание по Правилам безопасности разрешается только для шахт, не опасных по газу и пыли, самовозгоранию и взрывам сульфидной пыли.

§ 2. Методы подсчета депрессии естественной тяги

Известно несколько формул для подсчета величины депрессии естественной тяги.

1. Наиболее простой из них является формула

$$h_e = H\,(\gamma'_{ср} - \gamma''_{ср}),\ мм\ вод.\ ст., \tag{72}$$

где H — глубина шахты, *м*;

$\gamma'_{ср}$, $\gamma''_{ср}$ — средние удельные веса воздуха в воздухоподающем и вентиляционном стволах, *кг/м*^{3}.

Формула (72), однако, требует большого числа арифметических вычислений. При пользовании ею необходимо предварительно подсчитать величины удельного веса воздуха в обоих стволах.

Наиболее точно средний удельный вес воздуха может быть подсчитан по формуле

$$\gamma_{ср} = \frac{\gamma_1 + \gamma_2 + \ldots + \gamma_n}{n},\ кг/м^3, \tag{73}$$

где n — число точек наблюдений в стволе;

γ_1, γ_2, ., γ_n — удельные веса воздуха в этих точках.

В каждой точке значения удельного веса находятся по формуле

$$\gamma_{ср} = 0{,}465\frac{P}{T}, \ кг/м^3, \qquad (74)$$

где P — давление, *мм рт. ст.*;

T — абсолютная температура воздуха, *град.*

Подставляя значения γ_1, γ_2, ..., γ_n в формулу (73), получим

$$\gamma_{ср} = \frac{0{,}65}{n}\left(\frac{P_1}{T_1} + \frac{P_2}{T_2} + \ldots + \frac{P_n}{T_n}\right), \ кг/м^3.$$

Эта формула, однако, не учитывает ни влияния присутствия влаги, ни изменения химического состава воздуха, которыми вследствие незначительных размеров обычно пренебрегают. При этом чем в бо́льших количествах точек измеряются температура и давление воздуха, тем точнее получается значение удельного веса воздуха. Однако не всегда в рудничных условиях возможно производство большого числа замеров температуры и давления воздуха в стволах.

В таких случаях можно ограничиться измерением этих параметров в двух точках: вверху и внизу ствола. Более точный результат получается, если за первую точку принять не поверхность земли, а точку, расположенную на глубине около 35 *м* от устья ствола. Формула для подсчета среднего удельного веса примет следующий вид:

$$\gamma_{ср} = \frac{0{,}465}{2}\left(\frac{P_1}{T_1} + \frac{P_2}{T_2}\right), \ кг/м^3, \qquad (75)$$

где P_1 и T_1 — давление и температуры воздуха в точке, расположенной на глубине 35 *м* от поверхности;

P_2 и T_2 — то же, в конце ствола на уровне околоствольного двора.

2. Акад. А. А. Скочинский рекомендует следующую формулу [73]:

$$h_в = 10\,000P\frac{H}{R}\left(\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2}\right), \ мм\ вод.\ ст., \qquad (76)$$

где P — барометрическое давление, $кГ/см^2$;

H — глубина шахты, *м*;

R — газовая постоянная (для сухого воздуха ее значение составляет 29,27);

T_1 и T_2 — средние абсолютные температуры воздуха в воздухоподающем и вентиляционном стволах шахты, *град.*

3. Формула проф. В. Б. Комарова [73]:

$$h_в = P_0\frac{H}{100}(a_1 - a_2), \ мм\ вод.\ ст., \qquad (77)$$

где P_0 — барометрическое давление, *мм рт. ст.*;

$$a_1 = \frac{13{,}6 \cdot 100}{RT_1}; \quad a_2 = \frac{13{,}6 \cdot 100}{RT_2}.$$

Обозначения H, R, T_1 и T_2 те же, что и в формуле (75). Значения a_1 и a_2 для различных температур следует брать по данным, приведенным ниже.

$t_{ср}$	—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* значения h_e следует умножать на поправочный коэффициент

$$k = 1 + \frac{H}{10\,000}$$

4. Для оперативных вентиляционных расчетов рекомендуется формула проф. Д. Ф. Борисова [13]

$$h_e = a \frac{H}{100} (t''_{ср} - t'_{ср}), \qquad (78)$$

где $t''_{ср}$, $t'_{ср}$ — средние температуры воздуха в воздухоподающем и вентиляционном стволах рудника, *град*;
a — числовой коэффициент.

Так как значения числового коэффициента a для различных сочетаний $t''_{ср}$ и $t'_{ср}$ изменяется от 0,42 до 0,5 (в среднем 0,47), то, приняв его значение 0,47, приведенная формула может быть представлена в следующем виде:

$$h_e = 0{,}0047H (t''_{ср} - t'_{ср}). \qquad (79)$$

В практических условиях не всегда возможны точные замеры температуры воздуха в стволах. Поэтому при пользовании этими формулами для изотермической атмосферы значения абсолютных температур T_1 и T_2 рекомендуется определять по двум замерам температуры воздуха: в начале ствола — на расстоянии 35 *м* от поверхности и в конце — на уровне околоствольного двора. Возможность такого допущения подтверждается сравнением результатов подсчетов средних температур воздуха, определенных по замерам в 2 и в 11 точках стволов шахты «Ирмино» (Донбасс), приведенных в табл. 19.

Разница в значениях средних температур воздуха, определенных по замерам в 2 точках и по замерам в 11 точках незначительная и составляет для подающего ствола 0,37° С и для вентиляционного ствола 0,67. Такая разница мало отражается на точности подсчета естественной тяги.

Таблица 19

Средняя температура воздуха в стволах (*град*) по замерам

в 11 точках		в 2 точках	
входящая струя	исходящая струя	входящая струя	исходящая струя
20,98	22,48	21,35	23,15

4. Для нагорных рудников С. П. Алехичев и Г. В. Калабин предлагают следующую формулу:*

$$h_в = \frac{t_{н.в} - t_{ср.р}}{T_{ср.р}} H\gamma_{ср},\ мм\ вод.\ ст., \qquad (80)$$

где $t_{н.в}$ — температура наружного воздуха на уровне воздухоподающей выработки, *град*;

$t_{ср.р}$ — температура рудничного воздуха, средняя для определяемого сезона, *град*;

H — разность отметок воздухоподающих и воздуховыдающих выработок, *м*;

$\gamma_{ср}$ — средний удельный вес воздуха, *кг/м*^{3};

$T_{ср.р}$ — средняя температура рудничного воздуха, °К.

Значение $t_{ср.р}$ и γ для рудников комбината «Апатит» приведены в табл. 20.

Таблица 20

Рудник	$t_{ср.р}$		$\gamma_{ср}$	
	зима	лето	зима	лето
Им. С. М. Кирова	3,3	5	1,19	1,17
Юкспор	2,5	4,7	1,18	1,15
Расвумчорр	4	9,2	1,17	1,17

5. Формула А. Ф. Воропаева [26]

$$h_в = \frac{S}{T_{ср}}\gamma_{ср},\ мм\ вод.\ ст., \qquad (81)$$

где S — площадь в осях H — T, полученная отложением по оси ординат расстояния замерных точек по всей струе от устья одного до устья другого ствола шахты, а по оси абсцисс — температура воздуха в этих точках;

* С. П. Алехичев, Г. В. Калабин. «О формуле для определения величины естественной тяги на нагорных рудниках». Сб. «Физика и технология разработки недр». Изд-во «Наука», 1965.

$T_{ср}$ — средняя абсолютная температура, соответствующая центру тяжести площади фигуры на диаграмме (рис. 103);

$\gamma_{ср}$ — средний удельный вес воздуха.

Значения отдельных членов этого уравнения определяются следующим образом. Площадь S планиметрируется или при отсутствии планиметра определяется по формуле

$$S = \frac{1}{2}\sum_{k=1}^{k=n} \ln (X_{k+1} - X_{k-1}).$$

Для системы координат H и T эта формула имеет вид

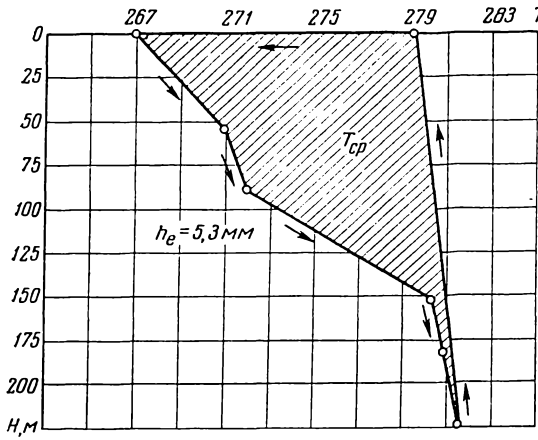


Рис. 103. Графическое изображение тепловой депрессии (естественной тяги) в осях HT

$$S = \frac{1}{2}\sum_{k=1}^{k=n} H_k (T_{k+1} - T_{k-1}).$$

Абсолютная температура $T_{ср}$ определяется точкой пересечения вертикальной прямой, делящей площадь фигуры пополам, с осью абсцисс (осью температур T).

Значение удельного веса $\gamma_{ср}$ для шахтных условий рекомендуется принимать равным 1,25 *кг/м*^{3}.

Формулой (81) можно пользоваться и для определения h_e рудника при работающем вентиляторе. В этом случае по оси H откладываются вместо геодезических высот пьезометрические, которые определяются алгебраическим сложением геодезической высоты рассматриваемого пункта и перепада давления между начальным и рассматриваемым пунктом, деленного на средний удельный вес воздуха на этом пути.

Ниже приведены результаты подсчетов величины естественной тяги одной из шахт Донбасса по приведенным выше формулам. Для сравнения приведены данные замеров, сделанных автором на этой же шахте летом 1949 г.

Замеренное значение h_e	10,27
Значения h_e, полученные по формуле (72) после замера T и P в стволах шахт:	
в восьми точках	9,8
в двух точках	9,53
Полученные значения по формулам:	
(76)	9,15
(77)	9,91
(81)	9,58

Из этих данных следует, что все значения величины h_e мало отличаются от замеренного ее значения. Наиболее близок к замеренному значению h_e результат, полученный по формуле (77).

§ 3. Способы замеров депрессии естественной тяги

Существует много способов замера депрессии естественной тяги рудника, однако не все из них получили практическое применение. Рассмотрим некоторые способы замера депрессии естественной тяги.

Измерение естественной тяги в шахтах с естественным проветриванием

Наиболее простым способом является измерение давления воздуха барометром непосредственно в околоствольных дворах воздухоподающего и вентиляционного стволов. При этом разность отсчетов по барометрам в околоствольных дворах при расположении их на одном геодезическом уровне будет равна депрессии естественной тяги без потери давления на преодоление сопротивления движению воздуха по стволам. Полная депрессия естественной тяги будет

$$h_e = P_1 - P_2 + R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2, \text{ мм вод. ст.}, \qquad (82)$$

где P_1 и P_2 — отсчеты по барометрам в околоствольных дворах воздухоподающего и вентиляционного стволов в пересчете в *мм вод. ст.*;

R_1 и R_2 — аэродинамическое сопротивление воздухоподающего и вентиляционного стволов шахты, $k\mu$;

Q_1 и Q_2 — количество воздуха, проходящего по стволам, $м^3/сек$.

При расположении околоствольных дворов на разных уровнях в формулу (81) вводится поправка на вес столба воздуха между уравнениями околоствольных дворов ($\Delta P = H\gamma$).

За удельный вес γ обычно принимается среднее арифметическое из удельных весов воздуха в околоствольных дворах воздухоподающего и вентиляционного стволов, т. е.

$$\gamma = \frac{\gamma_1 + \gamma_2}{2}, \ кг/м^3,$$

тогда

$$\Delta P = H \frac{\gamma_1 + \gamma_2}{2}, \ мм\ вод.\ ст.$$

Полученную таким образом поправку вводят в формулу (82) со знаком «минус», если уровень околоствольного двора воздухоподающего ствола ниже уровня околоствольного двора вентиляционного ствола, и со знаком «плюс», когда уровень двора воздухо-

подающего ствола выше уровня околоствольного двора вентиляционного ствола,

$$h_e = P_1 - P_2 + R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2 \pm H \frac{\gamma_1 + \gamma_2}{2}, \text{ мм вод. ст.} \qquad (83)$$

Измерить депрессию естественной тяги барометром можно и другим способом. Для этого в одной из выработок, по которой проходит в рудник все количество воздуха, сооружают временную перемычку с дверями. Затем при плотно закрытых дверях измеряют давление воздуха по ту и другую сторону перемычки. Разность отсчетов по барометрам будет равна полной депрессии естественной тяги.

Замер необходимо производить быстро, чтобы остановленный поток воздуха не успел изменить своей плотности вследствие нагревания или охлаждения его от боковых пород.

Если воздух проходит по нескольким выработкам, то перекрываются все струи, а замер депрессии производится через одну из перемычек.

При наличии в руднике микроманометра или депрессиометра замер депрессии естественной тяги через перемычку рекомендуется производить этими приборами. Более точные результаты получаются при замере микроманометром. Порядок замера при пользовании этими приборами следующий. Устанавливают микроманометр (или депрессиометр) возле перемычки и подсоединяют его к резиновой трубке, пропущенной через перемычку. Затем закрывают дверь и берут отсчет по прибору. При замере депрессиометром разность уровней воды в коленах прибора, соответствующая разности давлений по ту или другую сторону перемычки, будет равна депрессии естественной тяги.

Измерение естественной тяги в шахтах при наличии вентиляторов

Замер естественной тяги через перемычку. Если вентилятор установлен под землей и он работает через перемычку, то депрессиометром, подсоединенным к статическим трубкам по ту и другую сторону перемычки, можно замерять депрессию вентилятора и естественной тяги, так как в этом случае жидкость в коленах депрессиометра будет находиться под действием разности давлений $P_1 - P_2$, вызванной работой вентилятора и разностью давления столбов воздуха в стволах шахты.

При остановленном вентиляторе и перекрытии путей движения воздуха депрессиометром можно замерить только одну естественную тягу. Место установки перемычки не имеет значения.

Так, при сооружении перемычки на вентиляционном штреке (рис. 104) на правое колено депрессиометра будет действовать давление

$$P_1 = B_0 + \gamma_1 H_{AB} - \gamma_2 H_{DC},$$

а на левое колено

$$P_2 = B_0 + \gamma_3 H_{EF},$$

где B_0 — атмосферное давление.

Таким образом, депрессиометром замеряется

$$P_1 - P_2 = \gamma_1 H_{AB} - (\gamma_2 H_{DC} + \gamma_3 H_{EF}),$$

т. е. разность давления столбов воздуха AB и $CDEF$, равная естественной тяге.

Однако в практических условиях не всегда возможно осуществить замер через перемычку. В таких случаях для замера $h_е$ можно использовать имеющиеся в большинстве вентиляторных установок задвижки (шиберы) в канале вентилятора. При замере депрессии естественной тяги опускают один конец резиновой трубки в ствол, а другой конец присоединяют к микроманометру или депрессиометру. Затем останавливают вентилятор, опускают шибер и берут отсчет по прибору. Перепад давления через шибер будет равняться депрессии естественной тяги шахты. При наличии положительной естественной тяги, т. е. совпадающей по направлению с депрессией вентилятора, жидкость опустится в том колене депрессиометра, на которое надета резиновая трубка.

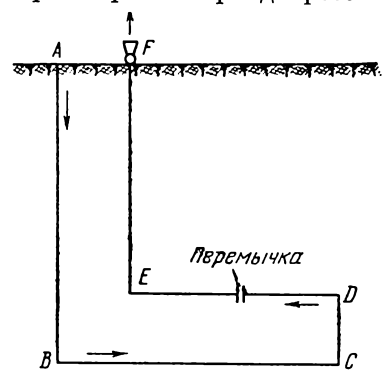


Рис. 104. Измерение естественной тяги с использованием перемычки на вентиляционном штреке

Замер естественной тяги с остановкой вентилятора. Существуют способы косвенных замеров естественной тяги с остановкой вентилятора и с изменением режима его работы. Вначале при работающем вентиляторе одним из известных способов измеряют количество воздуха $Q_в$, проходящего через вентилятор, и депрессию h. Затем вентилятор останавливают, опускают задвижку и при открытой двери надшахтного здания измеряют количество воздуха $Q_е$.

После этого из двух уравнений

$$h_в + h_е = RQ_в^2; \tag{84}$$

$$h_е = RQ_е^2 \tag{85}$$

находят значение депрессии $h_е$.

Замер естественной тяги с изменением режима работы вентилятора. При этом способе измеряют количество воздуха и депрессию

вентилятора при двух режимах его работы. Для этого частично закрывают канал задвижкой. Из двух уравнений

$$h'_в + h_е = R\,(Q')^2$$

и

$$h''_в + h_е = (R + R_з)\,(Q'')^2$$

находят значение депрессии $h_е$ ($R_з$ — сопротивление задвижки).

Определение $h_е$ путем измерения перепада давления в стволах шахты [26]. При этом способе измеряют давление воздуха P_1 и P_2 в околоствольных дворах воздухоподающего и вентиляционного стволов шахты, а также давление воздуха на земной поверхности P_0. Одновременно в этих же местах измеряют температуру воздуха. Определяют давление неподвижных столбов воздуха P'_1 и P''_2 на уровне околоствольных дворов по формуле

$$\lg P = \lg P_0 + \frac{H}{R\,(T - T_0)} \lg \frac{T}{T_0}, \qquad (86)$$

где P — давление неподвижного столба воздуха;
P_0 — давление воздуха на поверхности;
H — глубина шахты;
T_0 — абсолютная температура воздуха вверху ствола;
T — абсолютная температура воздуха внизу ствола;
R — газовая постоянная.

Формула (86) справедлива для любого термодинамического процесса, за исключением изотермического [26]. Для случая изотермического процесса предлагается формула

$$\lg P = \lg P_0 + 0{,}4343 \frac{H}{RT} \qquad (87)$$

Перепад давления в стволах шахты, равный величине естественной тяги, определяется как разность между давлениями $P'_1 - P_1$ и $P'_2 - P_2$.

Глава VII

ПРОВЕТРИВАНИЕ РУДНИКОВ ВЕНТИЛЯТОРАМИ

§ 1. Типы рудничных вентиляторов

Применяемые на рудниках вентиляторы по своему назначению можно разделить на вентиляторы главного проветривания; вспомогательные, или участковые, и вентиляторы местного проветривания.

К *главным* относятся вентиляторы, обслуживающие весь рудник в целом или его крыло, к *вспомогательным* — вентиляторы, обслуживающие один или группу участков, периодически переносимые по мере подвигания горных работ. Участковые вентиляторы (блоковые вентиляторы) применяют на рудниках Криворожского бассейна.

Вентиляторы местного проветривания служат для проветривания глухих забоев с помощью труб и непосредственно не включены в общую рудничную вентиляционную сеть.

По принципу действия рудничные вентиляторы делят на центробежные и осевые (рис. 105).

В центробежных вентиляторах воздушный поток, поступая через входной патрубок в рабочее колесо, делает поворот под углом 90° и под действием центробежной силы выбрасывается в спиральный кожух, откуда через диффузор в атмосферу.

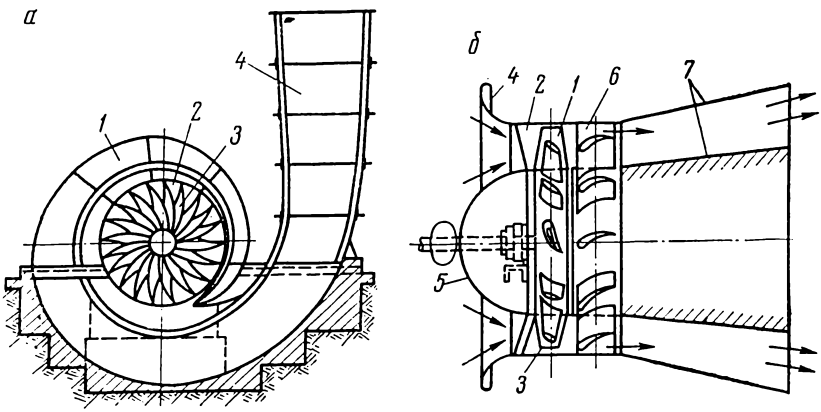


Рис. 105. Схемы вентиляторов:

а — центробежного: *1* — спиральный кожух; *2* — рабочее колесо; *3* — лопатки; *4* — диффузор; *б* — осевого: *1* — рабочее колесо; *2* — цилиндрический кожух; *3* — лопатки; *4* — коллектор; *5* — обтекатель; *6* — спрямляющий аппарат; *7* — кольцевой диффузор

Существует много различных конструкций центробежных вентиляторов, отличающихся друг от друга формой и расположением лопаток, способом подвода воздуха и т. п.

По расположению лопаток различают вентиляторы с радиальными лопатками, с загнутыми вперед и загнутыми назад лопатками. Колеса с лопатками, загнутыми вперед, дают возможность получить требуемый напор при меньших оборотах (при меньших окружных скоростях) и меньших габаритах вентилятора, чем при других типах лопаток.

Однако к. п. д. у вентиляторов с таким рабочим колесом ниже, чем у вентиляторов с загнутыми назад лопатками, которые кроме высокого к. п. д. (0,84—0,88) имеют и другие достоинства:

1) благоприятные для параллельной работы нескольких вентиляторов на общую сеть характеристики в координатах $Q - H$;

2) кривые мощности $Q - N$ с явно выраженной точкой максимума, что исключает опасность перегрузки электродвигателя (это позволяет применять двигатель без запаса мощности);

3) сравнительно большую быстроходность, что позволяет применять для них более быстроходные двигатели;

4) менее шумные в работе, чем вентиляторы других типов.

Недостаток этих вентиляторов: сравнительно низкий коэффициент давления, вследствие чего они должны работать при более высоких окружных скоростях, чем центробежные вентиляторы других типов.

По способу подвода воздуха в рабочее колесо центробежные вентиляторы выполняются одно- и двустороннего всасывания. Для проветривания рудников применяются вентиляторы одностороннего всасывания типа ВЦО, ВШЦ, ВЦ и двустороннего всасывания типа ВЦД. Технические характеристики этих вентиляторов приведены в табл. 21.

Вентиляторы типа ВЦО (вентилятор центробежный одностороннего всасывания) имеет диаметр рабочего колеса 1 и 1,5 *м*; вентиляторы типа ВШЦ (вентилятор шурфовой центробежный) — диаметр 1 и 1,5 *м*. Эти типы вентиляторов предназначены для проветривания при проходке глубоких стволов, а также рудников с небольшим расходом воздуха и высокой депрессией.

Более крупные вентиляторы типа ВЦО диаметром 2,5 и 3,1 *м* предназначены для проветривания рудников с депрессией 250—450 *мм вод. ст.* и дебитом воздуха до 100—150 $м^3/сек$.

Вентиляторы типа ВЦД разработаны институтом Донгипроуглемаш по аэродинамической схеме Донецкого политехнического института. Имея рабочее колесо с двусторонним подводом воздуха, эти вентиляторы способны развивать бо́льшую производительность, чем вентиляторы одностороннего всасывания.

В последние годы рядом научно-исследовательских организаций Советского Союза (ИГМ и ТК им. М. М. Федорова, ЦАГИ, и др.) велись работы по созданию высокоэкономичных центробежных вентиляторов с профилированными загнутыми назад лопатками. В результате этих работ были созданы новые схемы центробежных вентиляторов, обеспечивающие повышение статического к. п. д. до 0,85—0,86 вместо 0,72—0,77, характерного для большинства рассмотренных выше серийно выпускаемых вентиляторов.

Наиболее высокие статические к. п. д. имеют вентиляторы, выполненные по схемам Ц35-20 и Ц35-15, созданным ИГМ и ТК им. М. М. Федорова под руководством акад. В. С. Пака и канд. техн. наук Г. А. Бабака. По своим аэродинамическим параметрам эти вентиляторы соответствуют лучшим достижениям мирового вентиляторостроения. Они приняты в качестве базовых для создания центробежных вентиляторов типа ВЦ и ВЦД [63].

Технические характеристики вентиляторов нового типажа приведены в табл. 22.

Вентиляторы ВЦ-16 и ВЦ-25 близки по конструкции. Они имеют рабочее колесо одностороннего всасывания, консольно насаженное на вал, вращающийся на двух самоустанавливающихся подшипниках качения. Рабочее колесо этих вентиляторов состоит из восьми лопаток. Вентиляторы имеют осевые направляющие аппараты,

Таблица 21

Показатели	Тип вентилятора								
	ВЦО-1,0	ВЦО-1,5	ВШЦ-10	ВШЦ-15	ВЦО-2,5	ВЦО-3,1	ВЦ-5	ВЦД-2,2	ВЦД-3,3
Диаметр рабочего колеса, *мм*	1000	1500	1000	1500	2500	3100	5000	2180	3300
Число оборотов в минуту	1470	980	1460	980	600	500	300	750	500
Окружная скорость, *м/сек*	77	77	77	77	78,6	81	78,6	85,7	86,5
Производительность, $м^3/сек$:									
минимальная	2,5	6	4,5	10	17	27	155	29	67
максимальная	17	35	20	42	103	163	305	123	285
Статическое давление, $кГ/м^2$:									
минимальное	255	255	40	40	250	265	330	262	265
максимальное	434	434	320	320	465	495	480	482	490
Потребляемая мощность, *квт*:									
минимальная	25	43			120	190	600	210	495
максимальная	125	245	55	125	610	1000	1800	640	1510
Статический к. п. д. (максимальный)	0,76	0,75	0,8	0,8	0,77	0,77	0,72	0,77	0,77
Вес вентилятора,	1720	5515	1480	3297	10 600	15 261	39 900	11 789	27 610
Габариты, *мм*:									
длина	2950	4320	2865	4045	5015	4600	7580	5815	8000
ширина	2865	6220	1680	2490	5272	7360	7600	4710	8500
высота	2400	3620	2005	2735	5354	8020	7800	5462	8350
Тип приводного двигателя	АО-94-4	АК-10-46	А-71-6	А-92-8	СДН-14-44-10	ДС-1000-500	—	ДС-800-750	—
Мощность двигателя, *квт*	75	160	14	55	630	1000	1100/2000	800	—
Напряжение, *в*	220/380	220/380	220/380	220/380	6000	6000	6000	6000	6000

Таблица 22

Показатели	Тип вентилятора						
	ВЦ-11	ВЦ-16	ВЦ-25	ВЦ-32	ВЦД-16	ВЦД-32	ВЦД-40
Диаметр рабочего колеса, *мм*	1100	1600	2500	3200	1600	3200	4000
Число оборотов в минуту	1460	980	750	600	980	600	500
Окружная скорость, *м/сек*	86,5	82,2	98,1	100,5	82,2	100,5	104,7
Производительность, $м^3/сек$:							
минимальная	2	12	28	50	20	52	—
максимальная	20	43	98	175	80	290	320
Статическое давление, $кГ/м^2$:							
минимальное	120	114	150	180	140	70	—
максимальное	380	350	470	510	390	530	440
Максимальная потребляемая мощность, *квт*	53	106	360	720	250	1100	—
Статический к. п. д. (максимальный)	0,85	0,85	0,86	0,86	0,86	0,83	0,84
Вес вентилятора, *кг*	2281	3537	8600	15 540	15 000	20 975	—

состоящие из 12 плоских лопаток и механизма их одновременного поворота.

На рис. 106 показана схема устройства центробежного вентилятора ВЦ-16, а на рис. 107 и 108 приведены аэродинамические характеристики вентиляторов ВЦ-16 и ВЦ-25. Вентилятор ВЦ-32 (рис. 109) разработан по схеме Ц35-15. Он имеет ряд конструктивных особенностей. Рабочее колесо его установлено не на консоли вала, а между опорами удлиненного вала. Такое расположение колеса позволило увеличить критическое число оборотов вала и более равномерно распределить нагрузку на подшипники. Кроме того, у вентиляторов ВЦ-32 вместо осевого подвода воздуха, применяющегося во всех центробежных вентиляторах с консольно установленным колесом, воздух подводится перпендикулярно оси вращения вала через входную коробку, обеспечивающую плавный поворот воздушного потока с минимальными потерями давления. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-32 приведена на рис. 110.

Вентилятор ВЦД-16 двустороннего всасывания выполнен по схеме Ц35-20×2, созданной ИГМ и ТК им. М. М. Федорова. Он состоит из рабочего колеса, спирального кожуха, двух направляющих аппаратов, двух входных коробок и диффузора. Рабочее колесо имеет 16 профилированных загнутых назад лопаток. Направляющие аппараты состоят из девяти плоских лопаток.

Вентилятор ВЦД-32 выполнен также по аэродинамической схеме ИГМ и ТК им. М. М. Федорова и предназначен для замены вентиляторов ВЦ-5 и ВЦД-3,3.

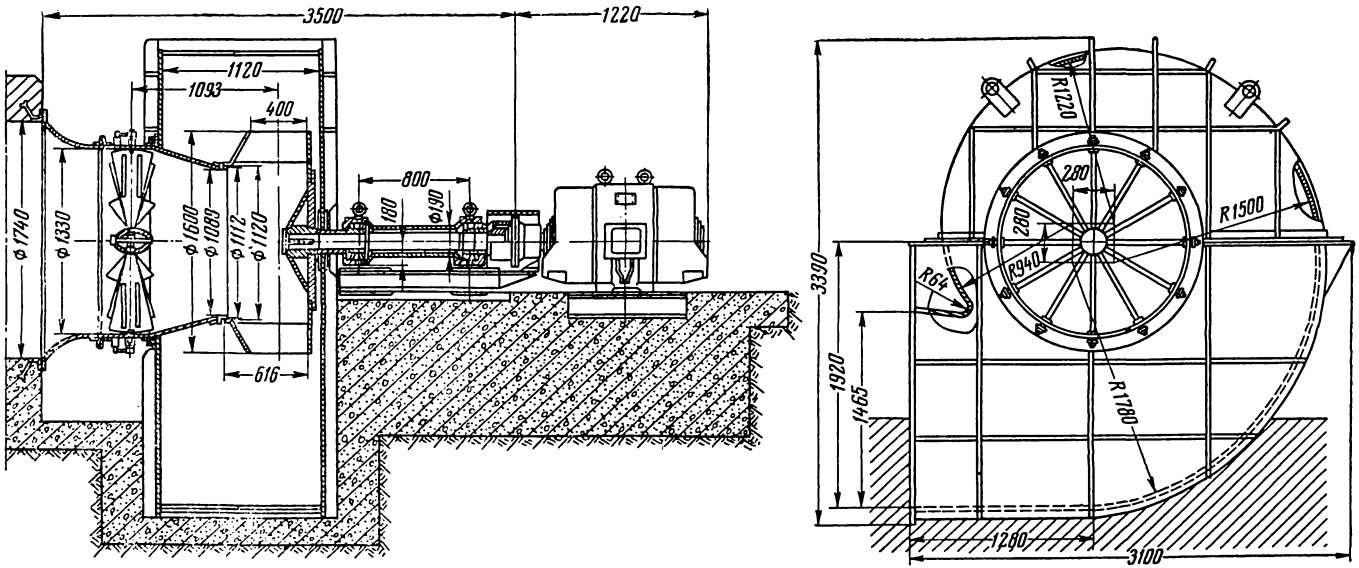


Рис. 106. Схема устройства центробежного вентилятора ВЦ-16

Для проветривания глубоких шахт и рудников институтом Донгипроуглемаш созданы два типа специальных вентиляторов ВРЦД-4,5 и ВЦ-45.

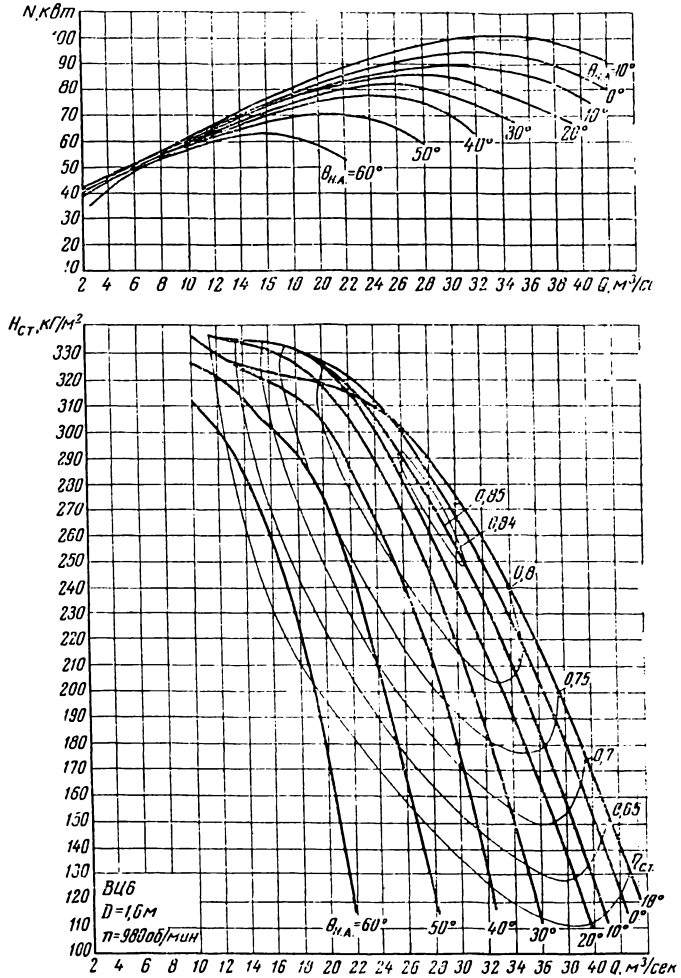


Рис. 107. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-16

Вентилятор ВРЦД-4,5 (вентилятор рудничный центробежный двустороннего всасывания с номинальным диаметром рабочего колеса 4,5 *м*) является крупнейшим вентилятором, созданным в Советском Союзе, и одним из наиболее мощных в мировой практике. Он рассчитан на производительность 400 $м^3/сек$ и давление 600 $кГ/м^2$. Венти-

лятор ВРЦД-4,5 (рис. 111) состоит из рабочего колеса, вала, кожуха, направляющих аппаратов, входных коробок и др. [63]. Рабочее колесо выполнено цельносварным и состоит из 16 крыловидных

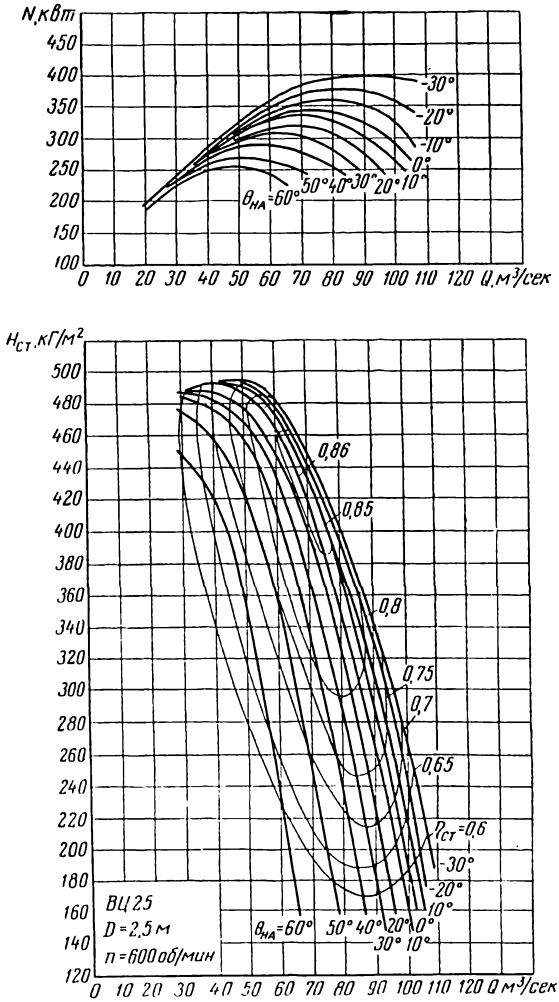


Рис. 108. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-25

лопаток вогнуто-выпуклого профиля. Рабочее колесо укреплено на валу длиной 11,5 *м* и диаметром 900 *мм*. Вал пустотелый с центральным отверстием диаметром 500 *мм*. Вес вала 21 *т*, а вместе с насаженным рабочим колесом 40 *т*. Направляющие аппараты

состоят из 14 профилированных поворотных лопаток. Поворот лопаток осуществляется шарнирно-рычажным механизмом с дистанционным приводом. Предусмотрена работа вентилятора на двух режимах: нормальном (в рабочие смены) и пониженном (в ремонтные смены и выходные дни). При пониженном режиме работы производительность вентилятора должна снижаться в 2 раза, а давление в 4 раза, за счет чего может быть достигнута экономия электроэнергии на 30%.

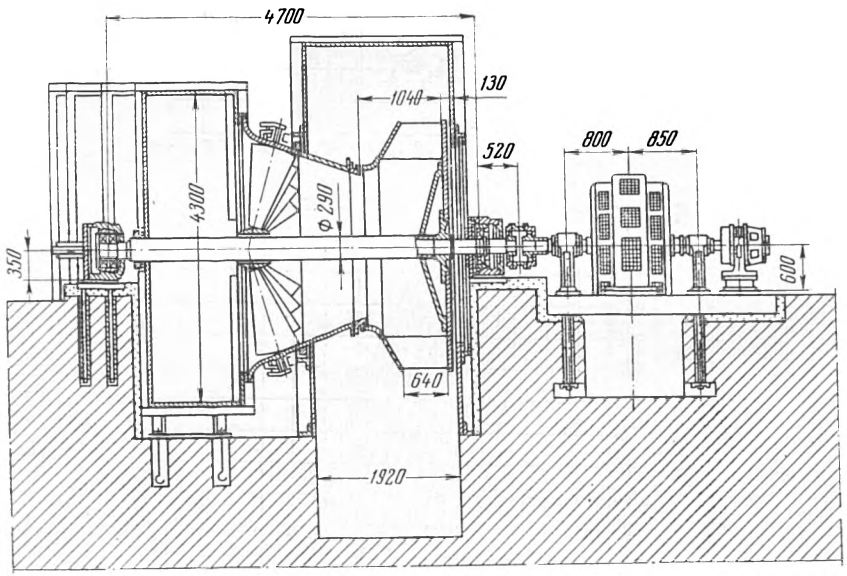


Рис. 109. Схема устройства центробежного вентилятора ВЦ-32

Так как направляющие аппараты не обеспечивают глубину регулирования, то в вентиляторе ВРЦД-4,5 предусматривается дополнительная система регулирования, позволяющая снижать скорость вращения приводного двигателя и рабочего колеса в 2 раза.

Вентиляторная установка ВРЦД-4,5 спроектирована так, что может равноценно работать как в режиме всасывания, так и нагнетания. Для вентиляторной установки предусматривается здание размером 48 × 12 *м* и высотой 7,2 *м* с подвальным помещением глубиной 4,2 *м*.

Испытания опытных образцов вентиляторов ВРЦД-4,5 производились на руднике им. С. М. Кирова (Криворожский бассейн). В ближайшие годы установка таких вентиляторов намечается на ряде других горнорудных предприятий. Аэродинамическая харак-

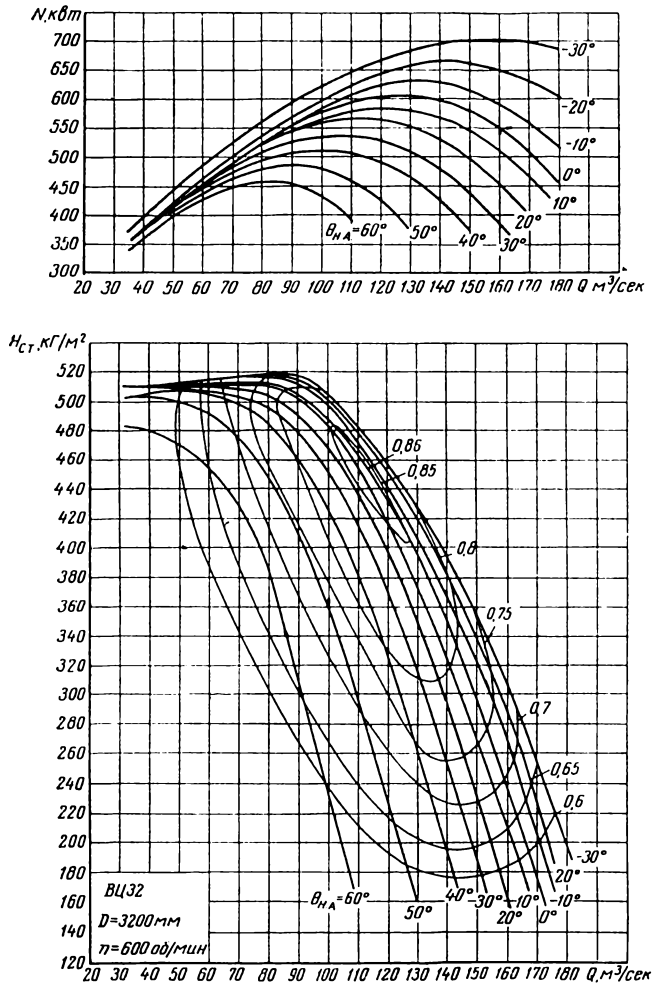


Рис. 110. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-32

теристика показана на рис. 112. Техническая характеристика вентиляторов ВРЦД-4,5 приведена ниже.

		4,6
Диаметр рабочего колеса, *м* . . .		
Число оборотов рабочего колеса в минуту	500	375
Производительность вентилятора, *м/сек*:		
номинальная	400	300
в пределах области экономической работы	140—570	100—420
Статическое давление, *кГ/см²*:		
номинальное	600	380

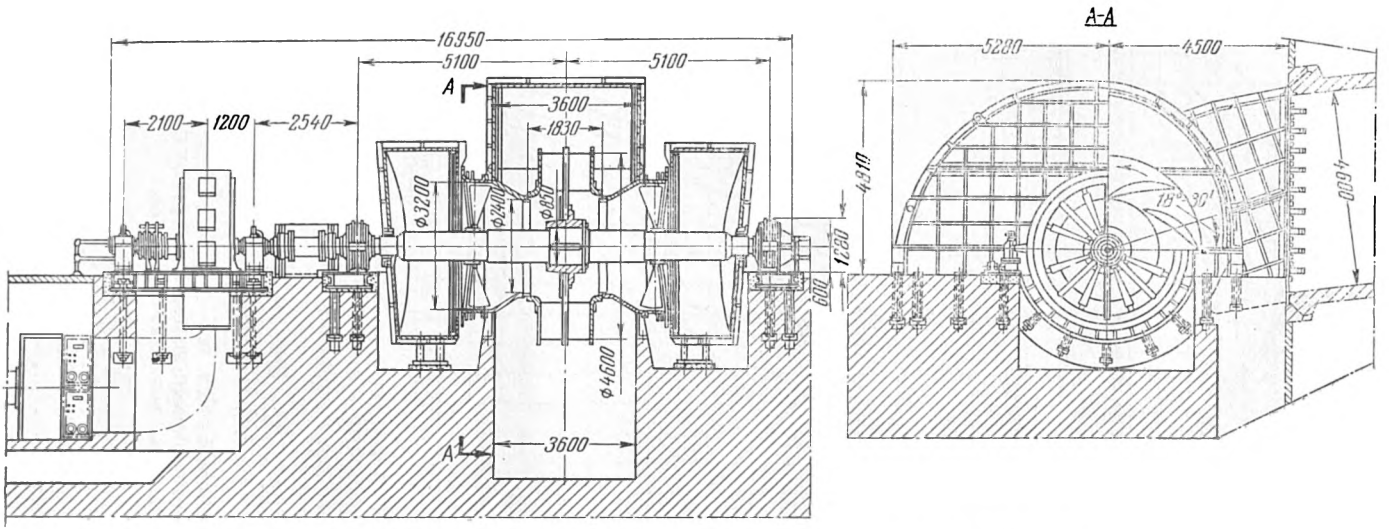


Рис. 111. Схема устройства центробежного вентилятора ВРЦД-4,5

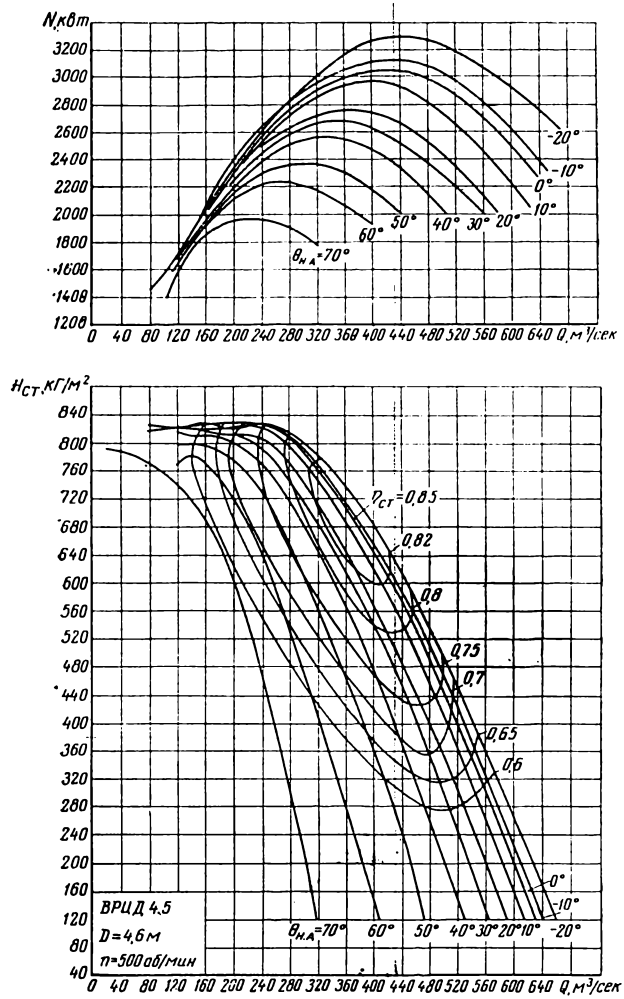


Рис. 112. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВРЦД-4,5

в пределах области экономической работы .	270—820	155—460
Мощность двигателя, *квт* . .	3500	1600
Максимальный статический к. п. д.	0,85	
Вес вентилятора, *кг* .	96 700	
Габариты вентилятора, *мм*:		
длина (без приводного электродвигателя)	11 730	
ширина . .	9780	
высота (выше нулевой отметки)	4900	

Вентилятор ВЦ-45 конструктивно унифицирован на 75% с рассмотренным выше вентилятором ВРЦД-4,5. Разница между ним и вентилятором ВРЦД-4,5 заключается в том, что вентилятор ВЦ-45

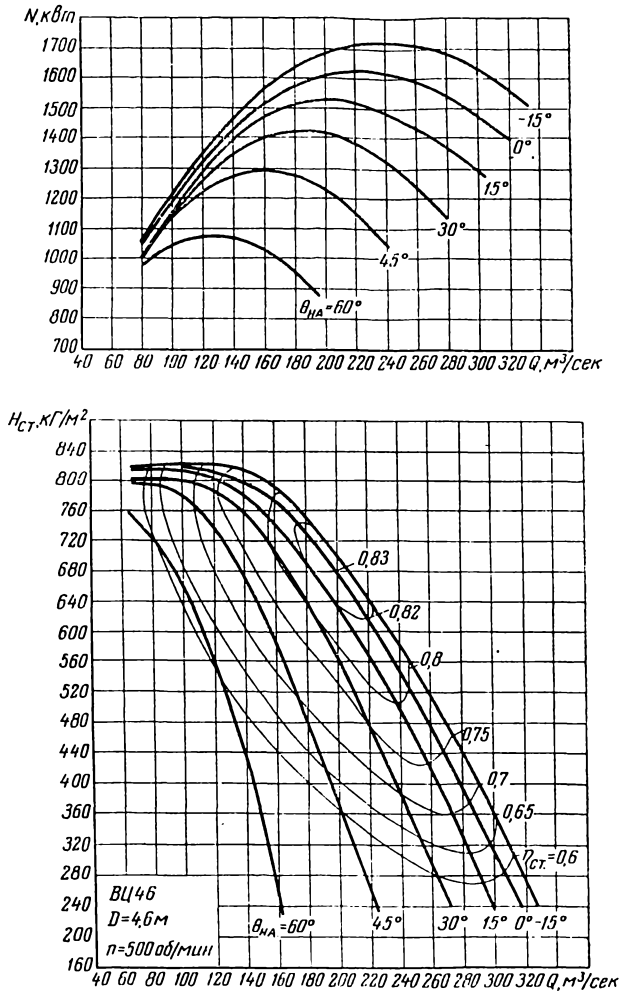


Рис. 113. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-45

имеет колесо одностороннего всасывания, собранное из тех же деталей, что и колесо у вентилятора ВРЦД-4,5. Поэтому производительность вентилятора ВЦ-45 равна примерно половине производительности вентилятора ВРЦД-4,5. Ротор вентилятора ВЦ-45 состоит из колеса с восемью крыловидными загнутыми назад лопатками, кованого сплошного вала длиной 7,5 *м* и диаметром 450 *мм*. Кожух,

как и во всех крупных центробежных вентиляторах, состоит из бетонной нижней и металлической верхней частей. Направляющий аппарат, зубчатая муфта, входная коробка такие же, как у вентилятора ВРЦД-4,5. Техническая характеристика вентилятора ВЦ-45 приведена ниже. Аэродинамическая характеристика показана на рис. 113.

Диаметр рабочего колеса, *м*	4,6
Число оборотов рабочего колеса в минуту	500
Окружная скорость, *м/сек*	120
Производительность, *м³/сек*	80—320
Статическое давление, *кГ/м²*	270—800
Статический к. п. д. (максимальный)	0,83
Мощность приводного электродвигателя, *квт*	2000
Вес вентилятора, *кг*	57 400
Габариты, *мм*:	
длина (с приводным двигателем)	11 700
ширина	9000
высота	4900

Осевые вентиляторы В осевых вентиляторах поток воздуха проходит через вентилятор параллельно оси вращения рабочего колеса. Осевые вентиляторы отличаются формой и числом лопаток. Так, у вентиляторов серии В лопатки некрученые с конической боковой поверхностью, и число лопаток в рабочем колесе 16; у вентиляторов серии ЦАГИ К-06 рабочее колесо имеет 12 или 16 крученых профилированных лопаток.

В зависимости от числа рабочих колес осевые вентиляторы могут быть одноступенчатые (с одним рабочим колесом) и двухступенчатые (с двумя рабочими колесами).

На рудниках и шахтах Советского Союза применяются осевые вентиляторы типа ЦАГИ серии В и ВУ, а также серии ЦАГИ К-06, выпускаемые под марками ВОК и ВОКД. В связи с крупными конструктивными и эксплуатационными недостатками вентиляторы серии В и ВУ сняты с производства.

Вентиляторы типа ВОК и ВОКД выпускаются следующих типоразмеров: 1) одноступенчатые — ВОК-1,0 и ВОК-1,5; 2) двухступенчатые — ВОКД-1,0; ВОКД-1,5; ВОКД-1,8; ВОКД-2,4; ВОКД-3,0 и ВОКД-3,6.

Вентиляторы типа ВОК и ВОКД применяются в качестве главных и вспомогательных для проветривания шахт и рудников, депрессия которых не превышает 250—300 *мм вод. ст.* Мелкие типоразмеры вентиляторов ВОК-1,0 и ВОКД-1,0 используют также в качестве проходческих и блоковых.

В течение последних лет институтами и заводскими конструкторскими бюро были проведены исследовательские работы также и в области конструкции осевых вентиляторов, направленные на повышение их экономических и эксплуатационных качеств. В результате этих работ создано несколько новых высокоэкономичных аэродинамических схем осевых вентиляторов. Наиболее высокие аэродинамические качества имеет схема ЦАГИ К-84, созданная под

руководством проф. К. А. Ушакова и канд. техн. наук И. В. Брусиловского. В работе принимали участие Донгипроуглемаш, конструкторское бюро Каменского машиностроительного завода и Московского горного института. Эта схема выбрана для разработки конструкции вентиляторов типа ВОД (вентилятор осевой двухступенчатый).

Технические характеристики осевых вентиляторов нового типажа приведены в табл. 23.

Таблица 23

Показатели	Тип вентилятора				
	ВОД-11	ВОД-16	ВОД-21	ВОД-30	ВОД-40
Диаметр рабочего колеса, *мм*	1100	1600	2100	3000	4000
Максимальное число оборотов рабочего колеса в минуту	1420	960	730	500	375
Максимальная окружная скорость колеса, *м/сек*	81,5	80,5	80,5	78,5	78,5
Производительность в пределах рабочей области, *м³/сек*:					
минимальная .	9	19	33	67	118
максимальная	31	64	111	222	395
Статическое давление в пределах рабочей области, *мм вод. ст.*:					
минимальное	105	100	100	100	100
максимальное	340	330	330	315	315
Мощность на валу, *квт*:					
минимальная	25	50	85	160	300
максимальная	110	225	380	750	1300
Статический к. п. д. вентиляторной установки (максимальный)	0 77	0,8	0,81	0,81	0,81

§ 2. Характеристика вентиляторов

Аэродинамическая характеристика вентилятора представляет собой диаграмму (рис. 114), на которой графически изображена зависимость депрессии h, потребляемой мощности N и коэффициента полезного действия η от производительности вентилятора Q при заданной скорости вращения и при определенных углах установки лопаток рабочих колес и направляющих аппаратов.

Каждому типу вентиляторов присуща общая, свойственная этому типу, характеристика. У центробежных вентиляторов форма характеристики вентилятора зависит от формы лопаток колеса и от того, в какую сторону они загнуты. Так, центробежные вентиляторы с лопатками, загнутыми вперед, имеют характеристики с так называемым «горбом».

Характеристика осевых вентиляторов при небольших углах установки имеет монотонный характер, а при больших углах установки отчетливо выраженный «горб» и впадину.

При решении задач, связанных с работой вентиляторов, в частности задач по подбору наивыгоднейших размеров вентиляторов, удобно пользоваться безразмерными характеристиками вентиляторов. Эти характеристики свойственны данному типу геометрически подобных вентиляторов, образующих единую серию, и не зависят от их размеров и числа оборотов. Преимущество таких характеристик в том, что вместо большого числа индивидуальных кривых они позволяют обойтись одной кривой, отражающей все свойства рассматриваемой серии вентиляторов.

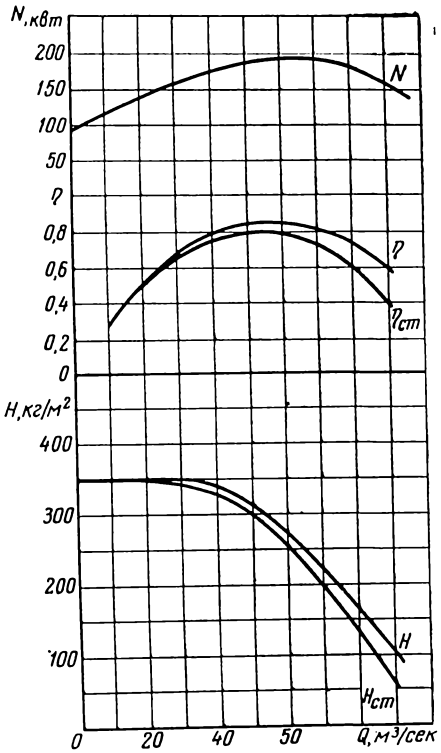


Рис. 114. Аэродинамическая характеристика вентилятора

В безразмерных характеристиках центробежных вентиляторов дебит Q заменяется коэффициентом дебита

$$\delta = \frac{Q}{ku\left(\frac{D}{2}\right)^2} \qquad (88)$$

где k — число всасывающих отверстий;

D — диаметр колеса вентилятора, *м*;

u — окружная скорость колеса, *м/сек*.

Депрессия h заменяется коэффициентом напора μ

$$\mu = \frac{h}{\rho u^2}, \qquad (89)$$

где ρ — плотность воздуха, равная 0,122.

У осевых вентиляторов указанные характеристики строятся несколько иначе, а именно, индивидуальные дебиты заменены отвлеченным дебитом:

$$\bar{Q} = \frac{Q}{Fu}, \qquad (90)$$

где F — площадь колеса вентилятора, равная $\frac{\pi D^2}{4}$, а индивидуальная депрессия — отвлеченным напором $\bar{H}$ (с черточкой наверху), равным как и для центробежных вентиляторов: $h/\rho u^2$.

§ 3. Основные величины, характеризующие работу вентиляторов

1. **Дебит вентилятора.** *Дебитом вентилятора* называется количество воздуха, проходящее через вентилятор ($м^3/сек$). Как правило, $Q_в$ всегда больше $Q_р$ (количества воздуха, поступающего из рудника) за счет подсоса через устье вентиляционной шахты.

2. **Депрессия, или напор, вентилятора.** *Депрессией вентилятора* называется разрежение, создаваемое всасывающим вентилятором; если вентилятор работает на нагнетание, то он создает напор. Депрессия, или напор, создаваемый вентилятором, затрачивается на преодоление сопротивления сети и на преодоление сопротивления самой вентиляторной установки.

Обозначим соответствующие потери в сети рудничных выработок и в вентиляторной установке через $h_р$ и $h_{в.у}$, тогда

$$h_в = h_р + h_{в.у}. \tag{91}$$

Величина $h_{в.у}$ слагается из потери давления в канале вентилятора и в диффузоре, а также из потери скоростного напора на выходе воздуха в атмосферу.

3. **Мощность и коэффициент полезного действия вентилятора.** Действительная полезная мощность, развиваемая вентилятором и передаваемая воздушному потоку,

$$N_д = \frac{Q_в h_в}{102}, \; квт. \tag{92}$$

Действительная мощность $N_д$ всегда меньше потребляемой мощности N (мощности на валу вентилятора) вследствие наличия гидравлических и механических потерь в вентиляторе. Мощность на валу вентилятора будет

$$N = \frac{Q_в h_в}{102\eta_в}, \tag{93}$$

где $\eta_в$ — коэффициент полезного действия вентилятора, равен отношению полезной мощности к потребляемой, т. е.

$$\eta_в = \frac{N_д}{N}. \tag{94}$$

По величине этого коэффициента $\eta_в$ судят об экономичности работы вентилятора.

§ 4. Анализ факторов, влияющих на работу главных вентиляторов

При оценке работы вентиляторов главного проветривания необходимо учитывать следующие факторы: 1) полное эквивалентное отверстие рудника, на которое работает вентилятор, $A_п$; 2) сопротивление вентиляторной установки $R_{в.у}$; 3) подсос «накоротко» через устье вентиляционной шахты; 4) форму характеристики вентилятора;

5) диаметр рабочего колеса и число его оборотов n; 6) место на характеристике, соответствующее данному режиму работу вентилятора, и 7) коэффициент полезного действия вентилятора.

Только при наличии этих данных и совокупном их рассмотрении можно сделать правильный вывод о качестве работы исследуемого вентилятора.

Рассмотрим взаимное влияние этих факторов на работу вентилятора. *Полное эквивалентное отверстие*, на которое работает вентилятор, составляет

$$A_{\text{п}} = \frac{0{,}38}{\sqrt{R_{\text{п}}}}, \tag{95}$$

где $R_{\text{п}}$ — полное сопротивление;

$$R_{\text{п}} = kR_{\text{р}} + R_{\text{в.у}},\ k\mu,$$

где $R_{\text{р}}$ — сопротивление рудника, $k\mu$;

$R_{\text{в. у}}$ — сопротивление вентиляторной установки, $k\mu$;

k — коэффициент подсоса всегда меньше единицы и равен

$$k = \frac{1}{\left(1 + \frac{p}{100}\right)^2},$$

где p — количество подсосанного воздуха с поверхности через надшахтное здание вентиляционной шахты, %.

Подставляя значение $R_{\text{п}}$ в формулу (95), получим

$$A_{\text{п}} = \frac{0{,}38}{\sqrt{kR_{\text{р}} + R_{\text{в. у}}}},\ м^2. \tag{96}$$

Эта формула дает значение того фактического эквивалентного отверстия, на которое работает вентилятор, с учетом сопротивления вентиляторной установки и подсоса воздуха «накоротко» с поверхности через устье вентиляционной шахты.

Величина $A_{\text{п}}$ в зависимости от значения p и $R_{\text{в. у}}$ может быть больше эквивалентного отверстия рудника $A_{\text{р}}$ и меньше его; если преобладает влияние подсоса, то оно будет больше, чем $A_{\text{р}}$; если сопротивление вентиляторной установки $R_{\text{в. у}}$ будет относительно велико, то $A_{\text{п}} < A_{\text{р}}$.

Влияние $A_{\text{п}}$ на работу вентилятора заключается в следующем: чем больше величина $A_{\text{п}}$, тем большее поступление воздуха в рудник обеспечит вентилятор (см. рис. 115). Однако эта особенность работы вентилятора зависит от диаметра его рабочего колеса и формы характеристики. Если диаметр рабочего колеса большой и его характеристика пологая, то даже небольшое увеличение $A_{\text{п}}$ может существенно увеличить дебит вентилятора.

Следует отметить, что при малом эквивалентном отверстии рудника замена одного вентилятора другим большего диаметра, вращающегося с той же окружной скоростью, не может дать заметного

увеличения его дебита. Так, при $A_{\text{н}}$, равном 0,5 $м^2$, центробежные вентиляторы диаметрами 0,8; 1,2 и 2 $м$ при работе с окружной скоростью u, равной 30 $м/сек$, будут соответственно давать 11,14 и 12 $м^3/сек$ (рис. 116).

Сопротивление вентиляторной установки оказывает существенное влияние на работу вентилятора. Если оно значительно, то увеличение эквивалентного отверстия уменьшением сопротивления рудника $R_{\text{р}}$ не дает заметного увеличения количества воздуха, так как в этом случае общее сопротивление, на которое будет работать вентилятор, изменится сравнительно мало.

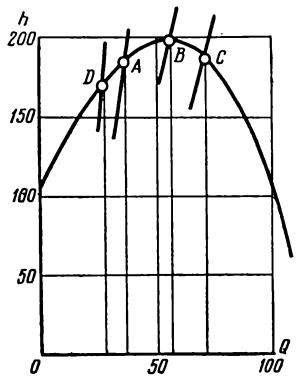


Рис. 115. Изменение дебита вентилятора в зависимости от увеличения эквивалентного отверстия рудника

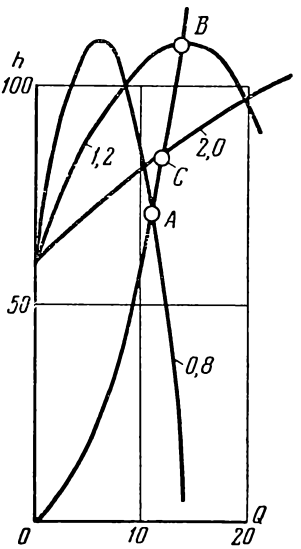


Рис. 116. Дебиты вентиляторов с различными диаметрами рабочего колеса при работе на руднике с малым эквивалентным отверстием

Пример. Если сопротивление вентиляторной установки центробежного вентилятора диаметром 1,0 $м$ $R_{\text{в. у}} = 0{,}5$ $кμ$, а $R_{\text{р}} = 0{,}577$ $кμ$ и $A_{\text{р}} = 0{,}5$ $м^2$, то полное сопротивление, на которое работает вентилятор, при $p = 20\%$ будет

$$R_{\text{н}} = 0{,}694 \cdot 0{,}576 + 0{,}5 = 0{,}9 k\mu.$$

Дебит его при этом будет равен 600 $м^3/мин$. При увеличении эквивалентного отверстия рудника до $A_{\text{р}} = 0{,}75$ $м^2$ уменьшением сопротивления шахты до $R_{\text{р}} = 0{,}256$ $кμ$ полное сопротивление будет

$$R_{\text{н}} = 0{,}694 \cdot 0{,}256 + 0{,}5 = 0{,}7 k\mu,$$

а дебит вентилятора $Q_{\text{в}} = 630$ $м^3/мин$, т. е. увеличится всего на 5%.

Уменьшение сопротивления вентиляторной установки может заметно увеличить количество воздуха, подаваемого вентилятором. Так, сопротивление $R_{\text{в. у}}$ центробежного вентилятора диаметром 1,0 $м$ путем реконструкции канала и диффузора удалось снизить с 1,8 до 0,45 $кμ$. Тогда, работая на руднике с $A_{\text{р}} = 0{,}5$ $м^2$, этот вентилятор повысит свой дебит на 40%.

Основное требование, предъявляемое к вентиляторным установкам, — возможно меньшая потеря давления в ней самой, включая

и потерю скоростного давления на выходе воздуха в атмосферу. Однако в ряде случаев шахтные вентиляторные установки не отвечают этим требованиям и имеют очень большие аэродинамические сопротивления. Объясняется это следующими причинами:

1) недостаточным сечением канала вентилятора;

2) наличием поворотов канала с несглаженными кромками. Повороты существенно увеличивают сопротивление каналов (так, если канал сечением $0{,}8^2$ имеет поворот под прямым углом, то сопротивление только этого поворота составит

$$R_{пов} = 0{,}612\,\frac{\xi}{S^2} = 0{,}612\,\frac{1{,}6}{0{,}8^2} = 153\mu,$$

где ξ — коэффициент местного сопротивления поворота; в данном случае его значение принято равным 1,6:

3) неудачным креплением канала; некоторые каналы небольших вентиляторов крепятся деревянной крепью вразбежку;

4) неудачной формой сопряжения ствола шахты с каналом вентилятора (иногда под прямым углом);

5) загрязненностью канала вентилятора пылью, строительным материалом, кусками породы и т. д.; при этом сечение канала для свободного прохода воздуха существенно сокращается;

6) обледенением канала вентилятора в зимний период — наружный холодный воздух засасывается через неплотности устья вентиляционной шахты и, попадая в канал, вызывает резкое понижение температуры поступающего к вентилятору воздуха, вплоть до конденсации водяных паров и их выпадания в виде воды, инея, льда;

7) наличием в канале вентилятора разных изменений поперечного сечения; каждое такое изменение представляет собой добавочное сопротивление;

8) неправильной формой и размерами диффузора.

Уменьшение сопротивления вентиляторной установки может быть достигнуто:

1) приданием каналу вентилятора достаточных размеров;

2) устранением излишних поворотов; при неизбежности поворотов их необходимо выполнять обтекаемыми. Скругление кромок поворотов позволяет резко снизить сопротивление поворота; так, при отношении радиуса поворота r к ширине b канала, равном 0,25, значение коэффициента ξ поворота снижается до 0,3 вместо 1,4 для поворота с острыми кромками;

3) правильным сопряжением ствола с каналом вентилятора: наиболее совершенно плавное сопряжение ствола с каналом, с постепенно уменьшающейся площадью сечения. Однако такое сопряжение трудно выполнимо, а потому можно ограничиться сопряжением под углом 45° с установкой направляющих лопаток в месте соединения наклонной части канала с горизонтальной;

4) закреплением канала гладкой крепью; если крепь каменная, то она должна быть оштукатурена; деревянная крепь должна быть сплошной и обшита досками;

5) периодической чисткой канала;

6) уменьшением подсоса холодного воздуха через устье вентиляционной шахты для недопущения обледенения канала вентилятора;

7) приданием диффузору правильной формы при его соответствующих размерах.

Подсос воздуха «накоротко» через устье вентиляционной шахты определяется по формуле

$$p = \frac{Q_в - Q_р}{Q_р} \cdot 100\%.$$

Иногда величина p вычисляется по отношению к дебиту вентилятора:

$$p' = \frac{Q_в - Q_р}{Q_в} \cdot 100\%.$$

В этом случае она показывает, сколько воздуха (в процентах от общего объема, проходящего через вентилятор) подсасывается «накоротко» через устье вентиляционного ствола.

Подсос воздуха «накоротко» уменьшает общее сопротивление, на которое работает вентилятор, вследствие появления дополнительного прохода для воздуха через неплотности устья вентиляционного ствола. Хотя дебит вентилятора при этом и увеличивается, но через рудник воздуха будет проходить меньше. Подсос вызывает также большой перерасход электроэнергии.

Форма характеристики вентилятора. При рассмотрении и оценке работы вентилятора следует учитывать форму его характеристики. Чем положе характеристика вентилятора, тем большее влияние оказывает на его дебит изменение эквивалентного отверстия рудника. Так как пологие характеристики присущи центробежным вентиляторам, то и увеличение количества воздуха при увеличении эквивалентного отверстия рудника будет значительно больше при работе центробежного, а не осевого вентилятора.

При уменьшении эквивалентного отверстия рудника снижение дебита у осевых вентиляторов будет меньше, чем у центробежных.

Место пересечения характеристики вентилятора и сети. Эта точка, отвечающая режиму работы вентилятора, должна располагаться на правой нисходящей ветви его характеристики. При работе осевого вентилятора следует избегать режимов, расположенных близко от «горба», так как при этом возникает опасность перехода через «горб» на левую восходящую ветвь характеристики при случайном уменьшении эквивалентного отверстия шахты. Поэтому рекомендуется выбирать такой режим работы осевого вентилятора, чтобы его депрессия не превышала 0,9 максимальной депрессии на вершине горба характеристики.

Диаметр рабочего колеса вентилятора и его число оборотов. Чем больше диаметр колеса вентилятора, тем (при прочих равных условиях) больше его дебит. При этом увеличение количества воздуха будет тем больше, чем больше полное эквивалентное отверстие,

на которое работает вентилятор. Отметим, что чем меньше диаметр рабочего колеса вентилятора, тем вершина «горба» его характеристики располагается ближе к оси ординат; с другой стороны, чем меньше эквивалентное отверстие, тем левее проходит соответствующая характеристика шахты. Чтобы обе кривые могли пересечься вблизи «горба» характеристики вентилятора в области наивыгоднейших режимов, диаметр рабочего колеса вентилятора должен быть тем меньше, чем меньше эквивалентное отверстие шахты. С увеличением числа оборотов рабочего колеса или окружной скорости также растет дебит вентилятора.

Коэффициент полезного действия вентилятора является показателем экономичности работы вентилятора. Максимальные его значения обычно соответствуют режимам работы вентиляторов, расположенных вблизи вершины «горба» характеристики.

При режимах, расположенных внизу правой ветви характеристики, вентилятор дает много воздуха, но его к. п. д. в некоторых случаях не превышает 0,1—0,15. Поэтому такая работа вентилятора недопустима, и он должен быть заменен другим с колесом большего диаметра, но вращающегося с меньшей окружной скоростью. В этом случае рабочий режим вентилятора переместится ближе к вершине характеристики и к. п. д. значительно улучшится. Малоэкономичны также режимы работы вентиляторов при малых эквивалентных отверстиях, особенно если вентилятор предназначен для шахты с большим эквивалентным отверстием. При этом установка вентилятора, имеющего меньший диаметр рабочего колеса, может значительно улучшить к. п. д. без существенного уменьшения дебита воздуха.

Глава VIII

СОВМЕСТНАЯ РАБОТА ВЕНТИЛЯТОРОВ

Рудники часто проветривают несколькими одновременно работающими вентиляторами. При таком проветривании возникает необходимость в определении: 1) дебитов вентиляторов; 2) развиваемых ими депрессий.

Кроме того, в установлении взаимного влияния одного (или одних) вентилятора на другой (или другие).

§ 1. Последовательная работа вентиляторов на руднике

Последовательную работу двух и более вентиляторов в подземных условиях применяют для повышения их депрессии при большом сопротивлении рудника. При этом возможны следующие схемы расположения вентиляторов в шахтной сети:

1) на одном стволе, когда один из вентиляторов диффузором присоединен к всасу другого вентилятора (рис. 117, *а*);

2) в разных стволах, когда один из вентиляторов работает на нагнетание, а другой — на всасывание (рис. 117, *б*);

3) на поверхности и под землей, когда один из вентиляторов установлен в выработке, по которой проходит весь шахтный воздух (рис. 117, *в*).

Кроме того, могут быть и различные варианты этих схем. Так, на схеме, показанной на рис. 118, дебит подземного вентилятора *2* составляет только часть дебита главного вентилятора *1*, установленного на поверхности. Рассмотрим вначале схему, показанную на рис. 117. При последовательной работе двух вентиляторов количество воздуха, проходящего через оба вентилятора, одинаково, т. е. $Q_1 = Q_2$. Общая же депрессия равна сумме депрессий, развиваемых каждым вентилятором, т. е.

$$h_{общ} = h_1 + h_2.$$

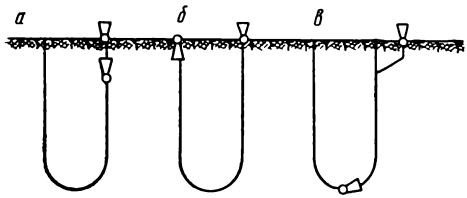


Рис. 117. Схемы расположения вентиляторов в рудничной сети при их последовательной работе

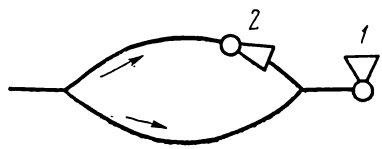


Рис. 118. Схема последовательной работы главного вентилятора с подземным вентилятором, установленного на одной из параллельных струй

Решение задач на совместную работу этих вентиляторов сводится к построению общей характеристики, которая заменяет индивидуальные характеристики отдельных вентиляторов. При построении общей характеристики необходимо сложить депрессии индивидуальных характеристик при одних и тех же произвольно выбранных количествах воздуха.

На рис. 119 показан способ построения такой характеристики. Участок $f - g$ суммарной характеристики получен произвольным продолжением характеристики малого вентилятора в область IV квадранта. На практике не всегда можно располагать полными характеристиками вентиляторов, построенными во всех трех квадрантах (I—II—IV), так как обычно характеристики вентиляторов даются только для I квадранта. Практически это обстоятельство в данном случае значения не имеет, так как участок $f - g$ суммарной характеристики соответствует режимам, когда малый вентилятор работал бы в ненормальных для него условиях, а именно давление воздуха во всасе его было бы больше давления на выходе из вентилятора. Поэтому такой совместный режим работы вентиляторов недопустим.

Для нахождения общего количества воздуха, подаваемого вентиляторами при последовательной работе на данную вентиляционную сеть, необходимо на этой же диаграмме построить характеристику

сети. Абсцисса точки пересечения суммарной характеристики с характеристикой сети (точки A — см. рис. 119, *б*) будет равна общему количеству воздуха, а ордината — суммарной депрессии, развиваемой этими вентиляторами.

Парциальные депрессии $h'_{\text{в}}$ и $h''_{\text{в}}$, развиваемые каждым из вентиляторов, найдутся как ординаты точек a и b пересечения суммарной депрессии $h_{\text{общ}}$ с индивидуальными характеристиками каждого из вентиляторов.

Для последовательной работы лучше всего применять вентиляторы одного типоразмера, имеющие одно и то же число оборотов рабочего колеса. При этом их совместная последовательная работа всегда дает некоторое увеличение количества воздуха.

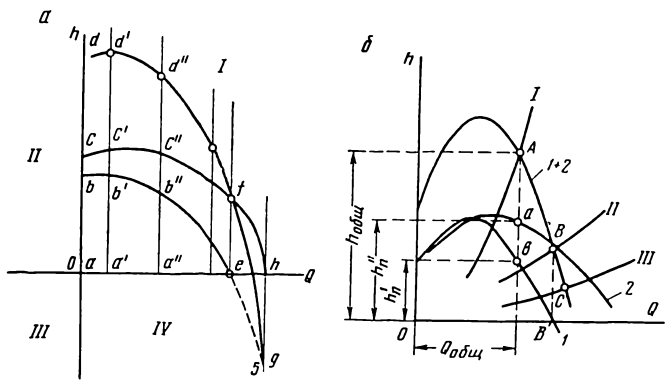


Рис. 119. Графики последовательной работы вентиляторов:

а — построение общей характеристики двух последовательно работающих вентиляторов ($ad = ab + ac$; $a^1d' = a^1b^1 + a^1c^1$ и т. д.); *б* — определение общего количества воздуха и депрессии, развиваемой двумя последовательно работающими вентиляторами

При последовательном включении вентиляторов с неодинаковыми характеристиками в зависимости от сопротивления рудника возможны следующие случаи совместной их работы (см. рис. 119, *б*). Характеристика сети *I* пересекает суммарную характеристику вентиляторов (*1* + *2*) левее пограничной точки B (пересечения общей характеристики с характеристикой большого вентилятора). В этом случае общее количество воздуха $Q_{\text{общ}}$ будет больше дебита каждого из вентиляторов при их индивидуальной работе.

Характеристика сети *II* пересекает суммарную характеристику в точке B; при таком режиме работы дебит большого вентилятора равен индивидуальному дебиту малого вентилятора, развивающего меньшую депрессию при работе без сети и без скоростного напора на выходе, т. е. равно отрезку OB' В этом случае совместная работа малого вентилятора бесполезна.

Характеристика сети *III* пересекает суммарную характеристику (*1* + *2*) в точке C; при таком режиме работы общее количество

воздуха $Q_{общ}$ будет меньше дебита большого вентилятора при его индивидуальной работе на ту же сеть. В этом случае работа малого вентилятора вредна.

Таким образом, координаты точки пересечения характеристики сети с общей характеристикой вентиляторов зависят только от величины сопротивления шахты и при данном типе вентиляторов от размера диаметра их рабочего колеса и числа оборотов. Месторасположение вентиляторов на эти координаты не влияет. Все рассуждения о совместной последовательной работе вентиляторов остаются в силе также и для других схем расположения вентиляторов в сети, показанных на рис. 117, *б* и *в*. Задачи на совместную последовательную работу трех или более вентиляторов решаются аналогично.

§ 2. Параллельная работа вентиляторов на руднике

Параллельная работа вентиляторов на практике встречается:

1) когда вентиляторы устанавливаются на одном стволе при центральной схеме проветривания (рис. 120, *а*);

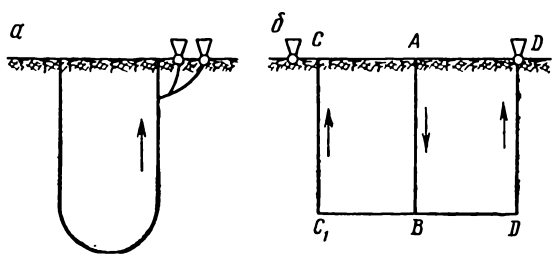


Рис. 120. Схемы параллельной установки вентиляторов:

а — при центральной схеме проветривания; *б* — при фланговой схеме проветривания

2) когда вентиляторы устанавливаются на разных стволах, расположенных на крыльях шахтного поля, при фланговой схеме проветривания шахты (рис. 120, *б*).

Параллельную работу вентиляторов, установленных на одном стволе [42], применяют:

а) если после взрывания большого количества ВВ необходимо в короткий срок очистить рудничный воздух от вредных газов;

б) если необходимо преодолеть отрицательное влияние естественной тяги на работу вентиляторов.

Задача на совместную параллельную работу двух вентиляторов решается аналогично последовательной работе вентиляторов. При схеме включения вентиляторов, показанной на рис. 120, *а*, т. е. при непосредственном включении вентиляторов в одну и ту же точку вентиляционной сети, депрессии их будут одинаковы ($h_1 = h_2$),

а общее количество воздуха будет равно сумме дебитов обоих вентиляторов:

$$Q_{общ} = Q_1 + Q_2.$$

Для построения общей характеристики вентиляторов необходимо сложить количества воздуха индивидуальных характеристик при одних и тех же депрессиях. Для этого на диаграмме, на которой нанесены индивидуальные характеристики *I* и *II* обоих вентиляторов, проводят ряд произвольных линий параллельно оси абсцисс. Затем складывают отрезки между осью ординат и каждой из характеристик (например, $O'B + O'C = O'A$). После этого, соединив концы суммарных отрезков, получают искомую общую характеристику ($I + II$) вентиляторов (рис. 121). Для нахождения общего количества

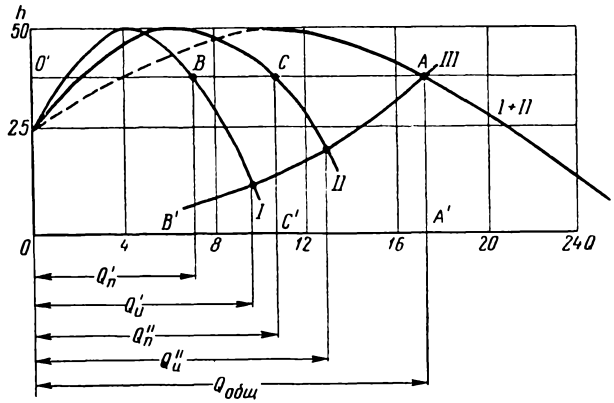


Рис. 121. Построение общей характеристики двух параллельно работающих вентиляторов:

I — индивидуальная характеристика меньшего вентилятора; II — то же, большого вентилятора; I + II — общая характеристика параллельно работающих вентиляторов; III — характеристика рудника

воздуха на той же диаграмме вычерчивают характеристику рудника *III*; абсцисса точки *A* пересечения этой характеристики с суммарной характеристикой вентиляторов (отрезок OA_1 на рис. 121) будет равна количеству воздуха $Q_{общ}$.

Количество воздуха, подаваемого каждым вентилятором при их совместной работе (парциальные дебиты), $Q'_{порц}$ и $Q''_{порц}$ будут равны абсциссам точек *B* и *C* пересечения индивидуальных характеристик каждого из вентиляторов с прямой, проведенной параллельно оси абсцисс через точку *A* (отрезки *OB'* и *OC'* на рис. 121).

При параллельном включении вентиляторов в зависимости от их типов, размеров и формы характеристик, а также от сопротивления вентиляционной сети возможны следующие случаи совместной их работы.

1. Оба вентилятора одинаковы и колеса их вращаются с одной и той же окружной скоростью. Совместная работа их будет всегда

выгодна и тем выгоднее, чем меньше сопротивление рудника или чем больше его эквивалентные отверстия (рис. 122, *а*).

2. Оба вентилятора разные или одинаковые, но число оборотов их рабочих колес не одно и то же (характеристики монотонные). В зависимости от величины эквивалентного отверстия рудника параллельная работа второго вентилятора может быть выгодна, нецелесообразна или вредна (рис. 122, *б*, режимы точек *A*, *D* и *F*). Точкой на суммарной характеристике, отделяющей выгодные режимы работы от вредных, является точка *D* пересечения характеристик

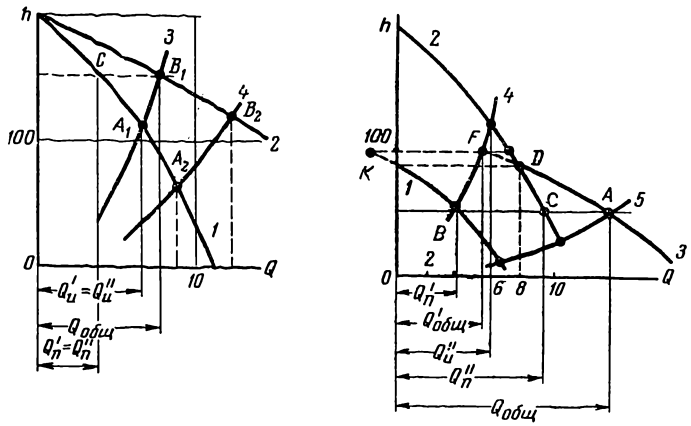


Рис. 122. Графики параллельной работы вентиляторов:

а — двух одинаковых осевых вентиляторов: *1* — индивидуальная характеристика вентиляторов; *2* — общая характеристика вентиляторов; *3* — характеристика рудника с малым эквивалентным отверстием; *4* — то же, с большим эквивалентным отверстием, A_1 и A_2 точки, отвечающие режимам работы каждого вентилятора в отдельности, B_1 и B_2 — то же при параллельной работе вентиляторов; *C* — точка, соответствующая парциальному дебиту каждого вентилятора; *б* — двух разных осевых вентиляторов; *1* — индивидуальная характеристика меньшего вентилятора; *2* — то же, большого вентилятора; *3* — общая характеристика вентиляторов; *4* — характеристика рудника с малым эквивалентным отверстием; *5* — то же с большим эквивалентным отверстием; *D* — точка, отделяющая выгодные режимы работы вентиляторов от невыгодных

общей и большого вентилятора (рис. 122, *б*). При большом эквивалентном отверстии рудника точка пересечения характеристики рудника *5* с общей характеристикой *3* (точка *A*) будет располагаться правее точки *D* и общее количество воздуха, подаваемого обеими вентиляторами (абсцисса точки *A* на рис. 122, *б*), больше, чем индивидуальные дебиты каждого вентилятора (абсцисса точек *B* и *C*); в этом случае параллельная работа вентиляторов выгодна.

При малом эквивалентном отверстии рудника точка пересечения характеристики рудника *4* с общей характеристикой *3* (точка *F*) будет располагаться левее пограничной точки *D*, а потому общее количество воздуха, подаваемое обоими вентиляторами, будет меньше индивидуального дебита большого вентилятора. Парциальный дебит малого вентилятора (отрезок от оси ординат до точки *k*) будет отрицательным, т. е. воздух будет засасываться с поверхности через

малый вентилятор. В данном случае совместная работа малого вентилятора будет вредна, так как он снижает индивидуальный дебит большого вентилятора.

3. Оба вентилятора разного диаметра и имеют «горбатые» характеристики. При их совместной работе возможны положительные или отрицательные дебиты, а также неустойчивые режимы. Так, рудник проветривается двумя вентиляторами, установленными на одном стволе. Оба вентилятора центробежные, с диаметром рабочего колеса 0,8 и 1,2 *м*. Окружная скорость вентиляторов соответственно составляет 30 и 35 *м/сек*. Для анализа совместной работы строят

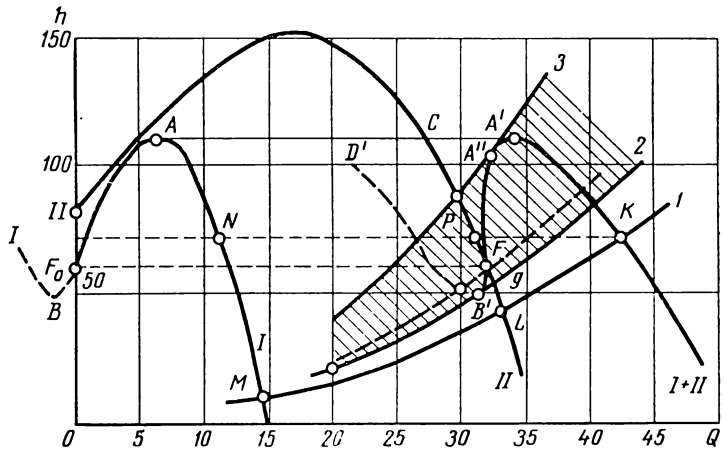


Рис. 123. Построение общей характеристики двух параллельно работающих вентиляторов с «горбатыми» характеристиками:

I — характеристика меньшего вентилятора; II — то же, большого вентилятора; I + II — общая характеристика вентиляторов; *1* — характеристка рудника, соответствующая устойчивым режимам совместной работы вентиляторов; *3* и *2* — характеристики рудника, соответствующие неустойчивому режиму работы вентиляторов

общую характеристику вентиляторов. Для этого на диаграмму наносят их индивидуальные характеристики (кривые *I* и *II* на рис. 123). Складывают абсциссы характеристик в следующем порядке:

1) складывают падающие ветви *I—A* и *II—C* характеристик меньшего и большего вентиляторов, получают участок *I* + *II* — *A'* общей характеристики (рис. 123).

2) затем складывают левую ветвь *AB* характеристики малого вентилятора с той же нисходящей ветвью *II* — *C* характеристики большого вентилятора, получают участок *A'B'* общей характеристики;

3) наконец, складывают участок *B—I* характеристики малого вентилятора во второй квадрант еще раз с той же нисходящей ветвью *II—C* и получают участок *B'D'* общей характеристики.

Построив таким образом суммарную характеристику вентиляторов (*I* + *II*), выписываем значения *h* и *Q* точек *A'* и *B'* суммарной

характеристики, в которой она будет касаться характеристики рудника *1* и *2*, — это будет 50 и 108 *мм*, 31 и 32,5 $м^3/сек$. Этим режимам работы соответствуют критические значения сопротивлений

$$R_1 = \frac{50}{31^2} = 0{,}052 k\mu;$$

$$R_2 = \frac{108}{(32{,}5)^2} = 0{,}105 k\mu.$$

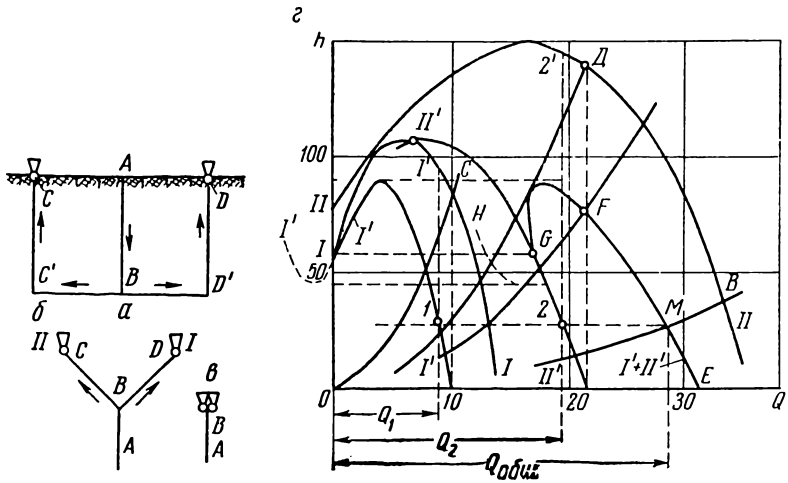


Рис. 124. Графики параллельной работы двух вентиляторов, установленных **в разных стволах:**

I и II— индивидуальные характеристики меньшего и большего вентиляторов; I′ и II′ — соответствующие приведенные характеристики вентиляторов; I′ и II — общая приведенная характеристика вентиляторов; С и Д — характеристики индивидуальных участков ВС и ВД, В — характеристика общего участка АВ

и эквивалентных отверстий

$$A_1 = \frac{0{,}38}{\sqrt{0{,}052}} = 1{,}67 \ м^2;$$

$$A_2 = \frac{0{,}38}{\sqrt{0{,}105}} = 1{,}17 \ м^2.$$

Из диаграммы видно, что в области заштрихованных эквивалентных отверстий от 1,67 до 1,17 $м^2$ характеристика сети будет пересекаться с суммарной характеристикой в трех точках, т. е. режим работы вентиляторов неустойчивый: каждому эквивалентному отверстию будут отвечать три возможных режима работы вентиляторов, в том числе один отрицательный для малого вентилятора на участке характеристики, расположенном влево от оси ординат.

Единственно допустимой на практике областью совместной параллельной работы рассматриваемых вентиляторов будет область эквивалентных отверстий сети больше 1,67 $м^2$.

За показатель устойчивости режима совместной параллельной работы двух вентиляторов проф. В. Б. Комаров предлагает принять отношение эквивалентного отверстия, на котором работают вентиляторы, к эквивалентному отверстию, при котором наступает неустойчивый режим.

Для режима, отвечающего точке K (см. рис. 123), это отношение будет

$$k_{уст} = \frac{A_K}{A_B} = \frac{1{,}93}{1{,}67} = 1{,}21, \qquad (97)$$

где $k_{уст}$ — коэффициент устойчивости;

A_K — эквивалентное отверстие сети, на которое работают вентиляторы при режиме в точке K (его значение равно 1,93 $м^2$);

A_B — эквивалентное отверстие, при котором наступает неустойчивый режим, равное 1,67 $м^2$.

На практике не следует допускать режимов работы с $k_{уст} < 1{,}1—1{,}15$.

Из построения суммарной характеристики следует: чем меньше отличается окружная скорость малого вентилятора от окружной скорости большого вентилятора и чем меньше разница между диаметрами рабочих колес вентиляторов, тем уже будет область эквивалентных отверстий с неустойчивым режимом.

Параллельная работа вентиляторов, установленных на разных стволах, позволяет снизить общешахтную депрессию, уменьшить утечки воздуха, сократить расходы на вентиляцию и обеспечить эффективное проветривание шахты. Отличие этого способа от проветривания вентиляторами, установленными на одном стволе, заключается в наличии участков BC и BD между вентиляторами и общей точки B сети (рис. 124, *а*, *б*). Задачи на параллельную работу при таком расположении вентиляторов в сети наиболее удобно решать по методу проф. Д. Ф. Борисова [42]. Сущность метода заключается в следующем. Депрессии $h'_в$ и $h''_в$ каждого из вентиляторов при любом количестве проходящего через них воздуха можно представить в виде сумм депрессий индивидуальных участков BC и BD и общего участка AB:

$$h'_в = h_{AB} + h_{BC} \quad \text{и} \quad h''_в = h_{AB} + h_{BD},$$

откуда

$$h_{AB} = h'_в - h_{BC} \quad \text{и} \quad h_{AB} = h''_в - h_{BD}.$$

Следовательно, если из депрессий каждого вентилятора вычесть депрессии участков BC и BD для всех возможных режимов работы вентиляторов, то тем самым будут исключены из рассмотрения участки BC и BD и оба вентилятора будут как бы перенесены из точек C и D в общую точку B (рис. 124, *в*). Задача, следовательно, сведется к рассмотренной задаче на параллельную работу вентиляторов на общем стволе. Графически задача решается следующим образом.

1. На общей диаграмме вычерчивают характеристики вентиляторов (кривые *I* и *II*), а также участков сети *BC*, *BD* и общего участка *АБ* (рис. 124, *г*).

2. Из ординат $h_в$ каждой из индивидуальных характеристик *I* и *II* вентиляторов вычитают ординаты характеристик участков *BC* и *BD*; кривые *I′* и *II′* представляют собой приведенные к точке *B* характеристики вентиляторов.

3. Складывают абсциссы приведенных характеристик и получают общую приведенную характеристику (*I′* + *II′*) вентилляторов.

4. Находят общее количество воздуха, поступающего в шахту; оно равно абсциссе точки *M* пересечения общей характеристики (*I′* + + *II′*) вентиляторов с общей характеристикой участка *AB*.

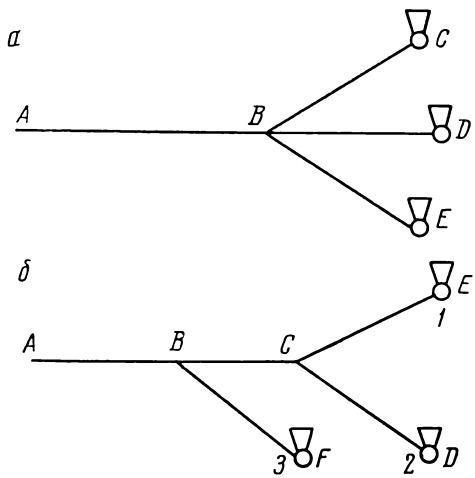


Рис. 125. Схемы параллельной работы трех фланговых вентиляторов

5. Проводят линию через точку *M* параллельно оси абсцисс до пересечения в точках *1* и *2* с приведенными характеристиками каждого из вентиляторов; абсциссы точек *1* и *2* равны количествам воздуха Q_1 и Q_2, которые будут давать вентиляторы. Для нахождения депрессии вентиляторов продолжают ординаты точек *1* и *2* до пересечения в точках *1′* и *2′* индивидуальными характеристиками вентиляторов. Точки *1′* и *2′* определяют режимы работы каждого из вентиляторов.

Задачи на параллельную работу трех и более фланговых вентиляторов решаются аналогично.

На рис. 125 показаны две схемы параллельной работы трех фланговых вентиляторов. Они отличаются тем, что в первом случае индивидуальные участки всех трех вентиляторов пересекаются в одной общей точке *B* (рис. 125, *а*), а во втором случае (рис. 125, *б*) не пересекаются. Рассмотрим ход решения задачи для схемы, изображенной на рис. 125, *б*:

а) на общей диаграмме вычерчивают характеристики всех трех вентиляторов и характеристики участков сети: *AB*, *BC*, *CE*, *CD* и *BF*;

б) из характеристики вентиляторов *1* и *2* исключают участки *EC* и *DC*, получают приведенные к точке *C* характеристики вентиляторов *1′* и *2′*;

в) вычерчивают общую приведенную характеристику вентиляторов (*1′* + *2′*);

г) исключают из общей приведенной характеристики (*1′* + *2′*) участок *BC*;

д) исключают из характеристики вентилятора *3* участок *B*;

е) складывают абсциссы приведенной к точке *B* общей характеристики вентиляторов (*1′* + *2′*) и приведенную к той же точке характеристику вентилятора *3*.

Абсцисса точки *M* пересечения характеристики участка *AB* общей приведенной характеристикой (*1′* + *2′*) + *3′* всех трех вентиляторов равна общему количеству воздуха, поступающему в шахту по выработке *AB*. Для получения дебита каждого из вентиляторов проводят из точки *M* липию, параллельную оси абсцисс, до пересечения с приведенными характеристиками каждого из вентиляторов; абсцисса точек пересечения равна парциальным дебитам этих вентиляторов.

При проветривании фланговыми вентиляторами возможны те же режимы, что и при параллельной работе вентиляторов на одном стволе. Так, при пересечении характеристики общего участка *AB* и суммарной характеристики в точке *M* (рис. 124, *г*) дебиты обоих вентиляторов положительны.

С увеличением сопротивления участка *AB* общее количество воздуха $Q_{общ}$ может оказаться меньше количества воздуха, подаваемого одним вентилятором, и дебит одного из вентиляторов получит отрицательное значение. Наряду с этим при неодинаковых «горбатых» характеристиках вентиляторов суммарная приведенная их характеристика на некотором участке может быть петлеобразной, и при пересечении характеристики общего участка *AB* с суммарной характеристикой на этом участке появятся неустойчивые режимы работы вентиляторов. Поэтому возникает необходимость в установлении условий, обеспечивающих устойчивую и надежную работу вентиляторов. За показатель устойчивости в данном случае можно принимать отношение сопротивлений общего участка *AB* при прохождении его характеристики через точки *F* и *M* на общей приведенной характеристике (*1′* + *2′*) (предложение проф. В. Б. Комарова), т. е.

$$k_{уст} = \frac{R_M}{R_F}, \tag{98}$$

где $k_{уст}$ — коэффициент устойчивости;

R_M — сопротивление участка *AB* при прохождении его характеристики через точку *M* на общей приведенной характеристике;

R_F — сопротивление участка *AB* при прохождении его характеристики через точку *F*, соответствующей неустойчивым режимам работы вентиляторов.

По аналогии с выражением (97) отношение соответственных эквивалентных отверстий можно выразить

$$k_{уст} = \frac{A_M}{A_F}. \tag{99}$$

Для надежной работы фланговых вентиляторов, исключающей появление неустойчивых режимов, коэффициент устойчивости не должен быть меньше 1,2—1,25.

При проветривании рудника фланговыми вентиляторами, так же как при работе вентиляторов на одном стволе, наблюдается взаимное влияние одного вентилятора на другой. Однако в данном случае это влияние вследствие того, что между вентиляторами находится вся сеть рудничных выработок, проявляется слабее. Взаимное влияние одного вентилятора на другой, или, что то же, подсасывание одним вентилятором другого, может проявляться:

а) при увеличении сопротивления общего участка сети;

б) при уменьшении сопротивления любого из индивидуальных участков;

в) при увеличении числа оборотов или замене одного из вентиляторов более мощным.

Для уменьшения явления подсоса можно применить одно из следующих мероприятий или их комбинацию:

1) у мощного вентилятора уменьшить число оборотов рабочего колеса или изменить угол установки лопаток, если вентилятор осевой;

2) у малого вентилятора увеличить число оборотов рабочего колеса или изменить угол установки лопаток, если вентилятор осевой;

3) уменьшить сопротивление вентиляторной установки у малого вентилятора;

4) установить перемычку с окном на участке подсасываемого вентилятора;

5) уменьшить сопротивление участка подсасываемого вентилятора путем раскрепления выработок.

Если ни одним из указанных выше мероприятий не удастся увеличить количество воздуха подсасываемого вентилятора, то его необходимо заменить на более мощный.

§ 3. Проветривание рудников совместным действием вентилятора и естественной тяги

Совместное действие вентилятора и естественной тяги подобно проветриванию рудника двумя последовательно включенными вентиляторами. В этом случае через вентилятор проходит весь дебит воздуха, получаемого в результате их совместной работы.

Решение задачи о совместной работе вентилятора и естественной тяги принципиально не отличается от совместной последовательной работы двух вентиляторов. Разница заключается только в том, что ввиду принимаемого постоянства величин естественной тяги при построении суммарной характеристики ордината характеристики естественной тяги прибавляется (или вычитается при отрицательном ее значении) к ординатам (из ординат) характеристики вентилятора в виде постоянного отрезка.

На рис. 126 показано построение их общей характеристики при положительном и отрицательном значениях естественной тяги. При положительной естественной тяге действующая депрессия вентилятора уменьшается (ордината точки c на характеристике вентилятора), а при отрицательной — увеличивается (ордината точки c').

Более сложна задача определения режима работы вентилятора при появлении в сети нескольких естественных тяг, т. е. определение общей или результирующей сложной естественной тяги. Г. В. Калабиным рассмотрена задача о совместной работе нескольких естественных тяг (отрицательных) и вентилятора, а именно, определение величины напора $h'_в$, при котором движение поступающего в рудник

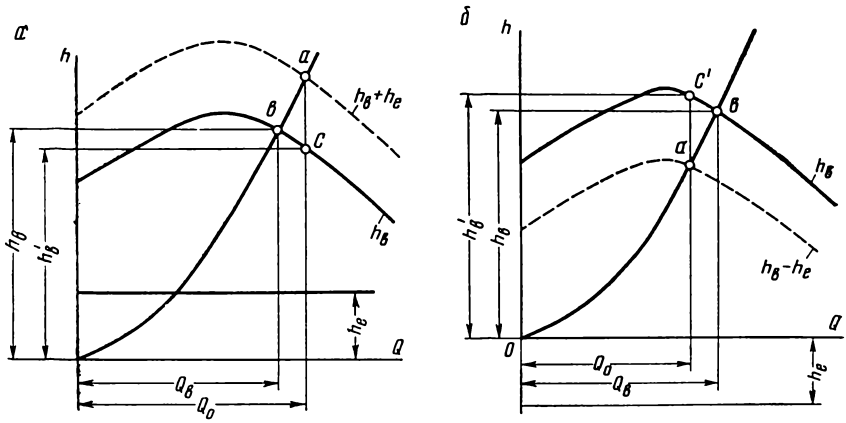


Рис. 126. Построение общей характеристики совместной работы вентилятора и естественной тяги:

а и *б* — соответственно при положительных и отрицательных значениях естественной тяги

воздуха под действием нескольких естественных тяг, или сложной естественной тяги, будет подавлено в струе с максимальной естественной тягой, а в остальных воздух будет двигаться в направлении работы вентилятора.

Г. В. Калабин определил, что величина $h'_в$ при небольших величинах действующих естественных тяг в 2—2,6 раза меньше их суммы, при увеличении этих тяг стремится к их сумме и при некотором значении превосходит их. Г. В. Калабин считает, что данную задачу решать в общем виде невозможно.

Для условий апатитовых рудников Г. В. Калабиным получены следующие зависимости величины $h'_в$ от температуры наружного воздуха $t_{н.в}$ при проветривании рудника одним вентилятором:

	Для зимних условий	Для летних условий
Кировский рудник	$3+2{,}6t_{н.в}$	$3-1{,}12t_{н.в}$
Юкспорский рудник .	$3+4\,48t_{н.в}$	$3-2{,}6t_{н.в}$
Рудник Центральный	$258-31{,}6t_{н.в}$	$258-35{,}6t_{н.в}$

Наибольший интерес представляют летние условия, когда $h'_{\text{п}}$ противодействует нагнетательной работе вентилятора. При температуре наружного воздуха +15° С величина сложной отрицательной естественной тяги $h'_{\text{в}}$ будет

$$h'_{\text{в}} = 3{,}0 - 1{,}12 t_{\text{н. в}} = 3{,}0 - 1{,}12 \cdot 15 = -13{,}8 \text{ мм}.$$

Эта величина естественной тяги должна быть учтена при выборе вентилятора.

Глава IX

РЕГУЛИРОВАНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Воздух, поступающий в рудник с поверхности под действием вентилятора или естественной тяги, распределяется по выработкам обратно пропорционально корню квадратному из аэродинамического сопротивления выработок [в соответствии с формулой (27)]. Такое распределение называется *естественным*. Оно редко удовлетворяет фактической потребности в воздухе отдельных забоев и блоков. Гораздо чаще приходится воздух перераспределять или, что то же, регулировать его распределение. Могут быть и случаи, когда возникает необходимость в изменении общего количества воздуха, поступающего в рудник.

Под *регулированием количества* воздуха при разработке полезных ископаемых понимают:

1) изменение общего количества воздуха, поступающего в рудник;

2) перераспределение поступающего в рудник воздуха между различными участками.

К изменению общего количества воздуха прибегают в случае, когда:

1) при вскрытии месторождения и начале его эксплуатации оказывается, что заложенные в проект исходные величины не отвечают действительности;

2) изменяется план добычи полезного ископаемого;

3) переходят на другую систему разработки, в результате чего изменяется расход ВВ.

Перераспределение воздуха между горизонтами, участками и блоками осуществляют:

1) когда на одни участки воздух поступает в избыточном количестве, а на другие в недостаточном;

2) при изменении добычи отдельных горизонтов и участков;

3) при изменении расхода взрывчатых материалов на участках или горизонтах в течение суток;

4) при изменении схемы проветривания.

§ 1. Изменение общего количества воздуха, подаваемого в рудник

Причины, вызывающие изменение общего количества воздуха, подаваемого в рудник: неудовлетворительное состояние проветривания и недостаточное количество воздуха, подаваемого к рабочим местам. Прежде всего необходимо выяснить, чем вызывается плохое состояние проветривания рудников. Для этого следует выполнить воздушную и депрессионную съемку рудника. Результаты этой съемки укажут на причины, вызывающие неудовлетворительное состояние проветривания:

1) большие утечки воздуха на пути его следования от воздухоподающего ствола к рабочим блокам (в том числе и утечки воздуха в пределах околоствольного двора *);

2) неправильное распределение воздуха между участками и блоками; в этом случае необходимо выяснить возможность перераспределения воздуха;

3) большое аэродинамическое сопротивление горных выработок.

Только после того как будут должным образом проанализированы все три основные причины недостачи воздуха и часть из них ликвидирована или хотя бы смягчена и выяснится, что состояние проветривания все еще нуждается в улучшении, можно рассматривать вопрос об увеличении подачи воздуха в рудник.

Все это относится к длительным изменениям общего количества воздуха. Но на рудниках могут быть кратковременные изменения общего количества воздуха, вызванные различным расходом ВВ в течение суток или при массовых взрывах. Для экономии электроэнергии желательно и в этих случаях регулировать поступление общего количества воздуха. Поэтому рудники можно подразделить на группы:

1) рудники, в которых взрывные работы приурочены к концу смены;

2) рудники, в которых в определенные сроки производятся массовые взрывы.

На рудниках первой группы число необходимых режимов проветривания два — усиленный на время проветривания после взрывных работ (обычно около 2 *ч*) и нормальный в остальное время. На рудниках с массовыми взрывами добавляется третий режим — при проветривании после массового взрыва.

На рудниках второй группы на их проветривание после массовых взрывов затрачивается около двух-трех смен. При этом количество воздуха, рассчитанное на усиленный режим, в ряде случаев бывает достаточным и для проветривания после массового взрыва.

Изменения общего количества подаваемого в рудник воздуха можно достигнуть следующими способами.

---

* Мероприятия по уменьшению утечек воздуха будут изложены в главе X настоящей части, а вопрос о подаче воздуха с поверхности в четвертой части.

1. При изменении количества воздуха на более или менее длительный срок:

изменением передаточного числа между шестернями двигателя и рабочего колеса вентилятора (если вентилятор работает через зубчатую передачу);

заменой двигателя с другим числом оборотов;

изменением угла установки лопаток рабочего колеса осевых вентиляторов или лопаток направляющего аппарата центробежного вентилятора.

Первые два способа требуют затрат большего количества времени для своего осуществления, третий способ — несколько часов. Кроме того, созданы устройства, позволяющие поворачивать лопатки на ходу. При регулировании по первым двум способам следует проверить, не превышает ли окружная скорость допустимый предел для данного вентилятора; при регулировании по третьему способу следует проверять мощность двигателя во избежание его перегрузки.

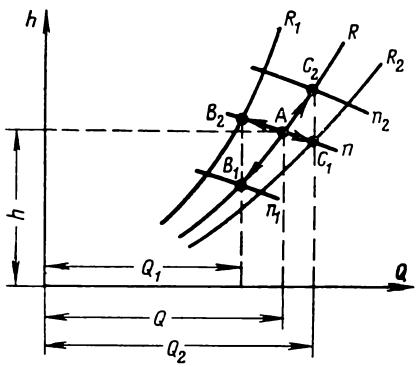


Рис. 127. Регулирование общего количества воздуха, подаваемого в рудник. Q, Q_1 и Q_2 — количество воздуха при разных режимах работы вентилятора на сопротивления R, R_1 и R_2

2. При регулировании на короткий срок применением:

гидромуфты, работающей достаточно экономично при не очень глубоком регулировании;

двускоростного двигателя;

двух вентиляторов различной производительности, работающих поочередно;

двух вентиляторов одинаковой производительности, включаемых последовательно или параллельно (в зависимости от величины эквивалентного отверстия рудника), при необходимости увеличить количество подаваемого в рудник воздуха.

Регулирование иногда осуществляется шибером путем опускания его при необходимости уменьшения подачи воздуха. Этот способ неэкономичный. Возможны также и комбинированные способы регулирования подачи воздуха в рудник.

В практике проветривания могут быть еще случаи регулирования общего количества воздуха, подаваемого в рудник, когда необходимо:

1) обеспечить подачу постоянного количества воздуха при возросшем сопротивлении рудника; это достигается увеличением угла установки лопаток рабочего колеса вентилятора (см. рис. 127); режим работы из точки C_1, расположенной на характеристике n, переходит в точку C_2, лежащую на характеристике n_2, отвечающей большему углу установки лопаток;

2) увеличить подачу воздуха при неизменном аэродинамическом сопротивлении рудника; это достигается тем же поворотом лопаток, причем режим работы из точки A переходит в точку C_2.

В обоих случаях вентилятор должен иметь резерв производительности;

3) снижение подачи воздуха при том же эквивалентном отверстии путем уменьшения угла установки лопаток — режим из точки A переходит в точку B_1;

4) сохранение поступления воздуха при уменьшении сопротивления рудника тем же способом — режим из точки B_2 переходит в точку B_1.

При увеличении количества воздуха экономически выгоднее уменьшить сопротивление рудника (если это возможно), а не увеличивать обороты рабочего колеса или поворачивать лопатки колеса вентилятора на больший угол; при уменьшении количества воздуха выгоднее снижать обороты вентилятора или уменьшать угол установки лопаток, но не увеличивать сопротивление рудника опусканием шибера в канале вентилятора.

§ 2. Изменение количества воздуха, протекающего в отдельных вентиляционных струях

Правильное распределение воздуха по участкам (в соответствии с потребностью в нем) для удаления ядовитых продуктов взрыва и пыли на рудниках и метана на угольных шахтах — одна из основных задач проветривания. В настоящее время вентиляторы по своей производительности и депрессии удовлетворяют фактически любым требованиям как в отношении производительности, так и депрессии. Обследование же проветривания рудников и шахт показывает, что поступающий в подземные выработки воздух распределяется по добычным участкам, лавам и блокам не в соответствии с их потребностями по расходу ВВ на рудных шахтах и по выделению газа на угольных шахтах. Если на шахтах с небольшой производственной мощностью и с несложной схемой проветривания удается установкой нескольких дверей добиться правильного распределения воздуха по выработкам, то на шахтах с большой производственной мощностью эта задача весьма сложна и бывает часто непосильна для начальника вентиляции.

Ниже рассмотрены простые способы регулирования распределения воздуха по выработкам и кратко изложены новые, более сложные способы регулирования с использованием электромоделирующих машин и электронной техники.

Прежде всего необходимо остановиться на понятии регулирования. При этом различают: необходимую, допустимую и возможную глубину регулирования. Под *необходимой глубиной регулирования* понимают отношение нормальной подачи воздуха к усиленной, вызванной той или другой причиной. На угольных шахтах, опасных по газу, глубина регулирования зависит от коэффициента неравномерности

газовыделения, равного отношению среднего газовыделения за сутки к среднему в добычную смену. На рудниках глубина регулирования может зависеть от неравномерности расхода ВВ и, следовательно, от разной потребности в воздухе для разбавления продуктов взрывания, а также от неравномерности пылеобразования. Наблюдения на уральских рудниках показали [78], что коэффициент неравномерности потребности в воздухе (а эта потребность прямо пропорциональна корню квадратному из расхода ВВ) изменяется на участке в следующих пределах (по данным 12 участков): в течение смены от 1,1 до 2,3 (в среднем 1,7); в течение суток от 1,1 до 1,6 (в среднем 1,3).

Коэффициент неравномерности расхода ВВ на одном горизонте достигает 1,7 (максимальный), а по горизонтам всего рудника 1,3.

Исследование изменений запыленности воздуха на тех же участках показало, что максимальное увеличение количества воздуха, необходимого для выноса пыли, находится в пределах 10—40% от среднерасчетного; следовательно, оно меньше, чем по расходу ВВ но отличается от него непрерывностью своего изменения, а не периодичностью, как при расходе ВВ.

На некоторых рудниках, где наблюдается обескислороживание воздуха [78], его содержание может уменьшаться ниже 20%. В таких рудниках необходимо увеличить подачу воздуха. На большинстве же рудников содержание кислорода чаще всего бывает не ниже нормы и только в отдельных случаях снижается до 19,8%. Поэтому необходимая глубина регулирования на рудниках определяется неравномерностью расхода ВВ.

Под *допустимой глубиной регулирования* понимают следующее: всякое регулирование количества воздуха в руднике означает его перераспределение между участками, но при таком перераспределении, как будет показано дальше, усиление одной из струй неизбежно сопровождается бо́льшим или меньшим ослаблением параллельных струй. Это ослабление, естественно, возможно только до какого-то предела. Отношение первоначального количества воздуха в ослабляемой струе к предельно допустимому после регулирования называется коэффициентом допустимой глубины регулирования. Так, если по характеру работ можно допустить уменьшение количества воздуха в ослабляемой струе на 30%, то коэффициент допустимой глубины регулирования составит 1,3.

Возможная глубина регулирования, т. е. множитель, показывающий во сколько раз (или на сколько процентов) можно усилить вентиляционную струю, зависит от способа регулирования. При одних способах регулирования эта глубина небольшая, при других значительная.

На практике обычно исходят из необходимой глубины регулирования, выбирают способ регулирования по его возможной глубине и проверяют по допустимой глубине.

На шахтах и рудниках применяются следующие способы и средства регулирования количества воздуха (табл. 24).

Таблица 24

Способ регулирования	Осуществляется
Отрицательный	Увеличением сопротивления выработок: вентиляционными окнами или другими устройствами; воздушными завесами
Положительный	Снижением сопротивления выработок или введением в них дополнительных источников тяги: участковыми вентиляторами; расширением выработок; предварительно подторможенными струями

При положительном способе облегчается работа вентилятора главного проветривания, при отрицательном эта работа становится труднее.

Отрицательное регулирование

Регулирование при помощи окон заключается в том, что на одной из двух параллельных выработок устанавливается перемычка с окном; количество воздуха в ней уменьшается и за счет этого увеличивается количество воздуха в другой струе. Однако увеличение количества воздуха всегда меньше снижения количества воздуха в выработке с окном, т. е. выигрыш в воздухе в одной струе всегда меньше его проигрыша в другой.

Для определения размеров окна предложены различные формулы. При этом заданными величинами являются: сопротивления выработок; размеры выработки, где устанавливается окно; требуемое соотношение между количествами воздуха в обеих струях. Так, если сопротивления двух параллельных струй равны R_1 и R_2, то отношение количеств воздуха, идущих по этим выработкам, обратно пропорциональны корню квадратному из сопротивлений этих выработок

$$Q_1 : Q_2 = \sqrt{R_2 : R_1}. \qquad (100)$$

Предположим, что это отношение нас не удовлетворяет; требуется, чтобы оно было Q_1' Q_2', причем это перераспределение воздуха должно быть достигнуто установкой окна на той струе, количество воздуха в которой уменьшается. Сопротивление этого окна можно найти из выражения

$$R_{\text{окна}} = [(Q_1' : Q_2')^2 \cdot R_1 - R_2],\ к\mu, \qquad (101)$$

а размеры окна из формулы

$$s = \frac{S}{0{,}65 + 2{,}63S\sqrt{R_{\text{окна}}}},\ м^2, \qquad (102)$$

где R_1 — сопротивление струи без окна, $к\mu$;
R_2 — сопротивление струи, где установлено окно, $к\mu$;
S — сечение выработки в месте установки окна, $м^2$.

Пример. Сопротивления двух параллельных выработок равны 60 и 40 *м*, требуется, чтобы по первой выработке проходило 60% всего воздуха; $S = 4$ *м*^{2}.

По формуле (101) находим сопротивление окна и по формуле (102) его размеры

$$R_{\text{окна}} = \left(\frac{60}{40}\right)^2 \cdot 0{,}06 - 0{,}04 = 0{,}095 \text{ } k\mu;$$

$$s = \frac{4}{0{,}65 + 2{,}63 \cdot 4\sqrt{0{,}095}} = 1{,}03 \text{ } м^2.$$

Известны и другие формулы для нахождения размеров окна [73].

Следует отметить, что установкой окна будет достигнуто только требуемое соотношение между количествами воздуха в обеих струях,

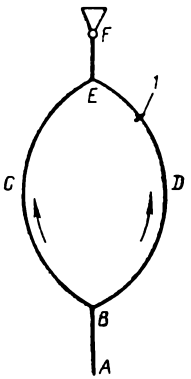


Рис. 128. Схема установки окна в одной из параллельных струй

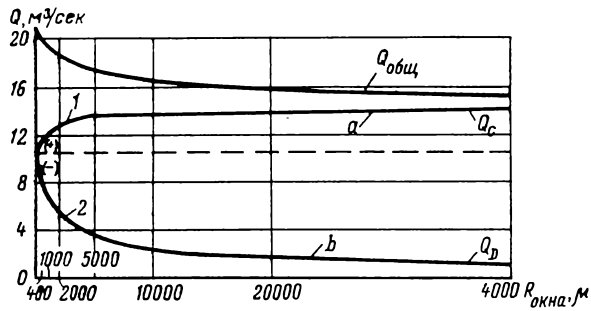


Рис. 129. Изменение количества воздуха, протекающего в параллельных выработках в зависимости от сопротивления окна

но не перераспределение всего воздуха, поступающего в данную систему. Объем этого воздуха должен уменьшаться, особенно тогда, когда окно устанавливается на струе, по которой проходит много воздуха, и потеря депрессии в ней значительна. Вентилятору в этом случае приходится работать на возросшее сопротивление, и естественно, что его дебит снижается. В отдельных случаях, если окно устанавливается на второстепенной струе и теряемая в нем депрессия невелика, можно считать, что прирост количества воздуха в усиливаемой струе (без окна) будет примерно равен уменьшению воздуха на ослабляемой струе (с окном).

Так как регулирование распределения количества воздуха с помощью окон пока основной способ управления воздушными потоками в горных выработках, он будет рассмотрен более подробно.

Анализ регулирования окнами показал на ограниченные его возможности. Так, пусть дана система, состоящая из двух параллельных струй *BCE* и *BDE* с равным сопротивлением (рис. 128), к которой присоединен центробежный вентилятор диаметром 1,2 *м*;

на струе *BDE* установлена перемычка с окном. Если уменьшать размеры этого окна или (что тоже) увеличивать его сопротивление, то количество воздуха в струях будет изменяться. На рис. 129 показано изменение количества воздуха, протекающего в параллельных струях, в зависимости от сопротивления окна. Рассмотрение кривых, приведенных на рис. 129, показывает, что сравнительно небольшому увеличению количества воздуха в струе без окна соответствует значительно большее уменьшение количества воздуха в ослабляемой струе, а именно: приросту 11,5% — уменьшение 30%; 12,5% — 45%; 13,4% — 57,5%; 13,6% — 70%.

Аналогичные результаты были получены при рассмотрении систем, состоящих из более чем двух струй, при условии, что снижение расхода воздуха в ослабляемых струях не превосходит 30%. При помощи окна или окон можно усилить в зависимости от местных условий одну из двух струй на 10—15%; одну из трех струй на 20—40%; одну из четырех струй на 20—90%.

Возможная глубина регулирования окнами небольшая. Необходимо указать, что не всякое распределение воздуха может быть достигнуто окнами, а только то, которое отвечает кривым, показанным на рис. 129 (при данном соотношении сопротивлений струй $R_1 = R_2$); так, режим $Q_D = 5$ *м*^{3}/*сек* и $Q_C = 15$ *м*^{3}/*сек* не может быть осуществлен ни при каких размерах окна. Если бы вместо центробежного в качестве главного вентилятора был использован осевой с более крутой характеристикой, то результат регулирования был бы несколько лучше.

Отрицательный регулятор — окно — должен быть расположен как можно дальше от объекта регулирования (по ходу воздушной струи), чем снижаются утечки воздуха через вентиляционные сооружения.

На практике размеры окна обычно не рассчитываются по приведенным выше формулам (хотя проверка показала их справедливость), так как сопротивления R_1 и R_2 параллельных струй неизвестны. При этом поступают следующим образом. После установления того, какую струю необходимо ослабить, чтобы усилить параллельную, сооружают на ослабляемой струе перемычку с окном, размеры которого находят опытным путем, увеличивая или уменьшая первоначальные ориентировочные размеры окна в зависимости от полученных результатов. Недостатки регулирования окнами: перемычки с окнами затрудняют транспортные операции в выработке; случайно оставленная открытой дверь с окном может привести к опрокидыванию вентиляционной струи в диагональных соединениях.

Регулирование воздушными завесами заключается в том, что сбоку выработки устанавливают вертикальную трубу с продольной щелью. В эту трубу небольшим вентилятором подают воздух, который, выходя из щели, создает завесу. Эта завеса действует на воздушный поток, так же как и окно, притормаживая струю. Этот способ успешно применяют на рудниках Средней Азии.

На рис. 130 показана схема установки воздушной завесы в выработке. Вентилятор *4*, подающий воздух в завесу (смотря по местным условиям), располагается вверху или внизу выработки.

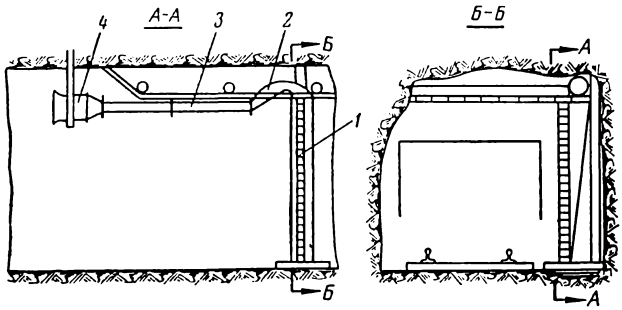


Рис. 130. Схема установки воздушной завесы в выработке:

1 — раздающий канал; *2* — соединительное трубопровод; *4* — вентилятор *3* —

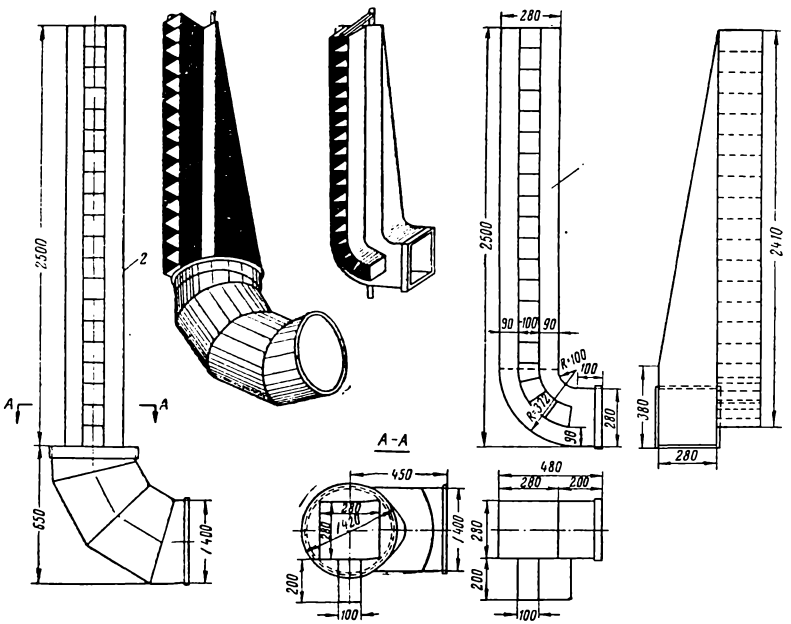


Рис. 131. Конструкция раздающего приспособления для воздушной завесы:

1 — раздающее приспособление с подводящим коленом; *2* — раздающее приспособление без подводящего канала (новая конструкция)

На рис. 131 представлена конструкция раздающего приспособления для воздушной завесы. Для более равномерного перекрытия завесой сечения выработки раздающий канал устраивают постепенно сужающимся; кроме того, в этом канале приваривают к его стенкам на-

правляющие лопатки, прямые или изогнутые; они могут быть поворотными. Регулирование распределением воздуха производится поворотом трубы со щелью или изменением подачи воздуха.

В зависимости от конкретных условий завесы устанавливают на сопряжении параллельно соединенных выработок (рис. 132) и непосредственно в той выработке, количество воздуха в которой необходимо сократить (рис. 132, *в*). Завесы могут быть односторонними (рис. 132, *а*, *б*, *в*, *г*) и двусторонними (рис. 132, *д*, *е*). Односторонние завесы могут быть установлены в виде одного распределяющего приспособления (рис. 132, *а*, *б*, *в*), а также двух или

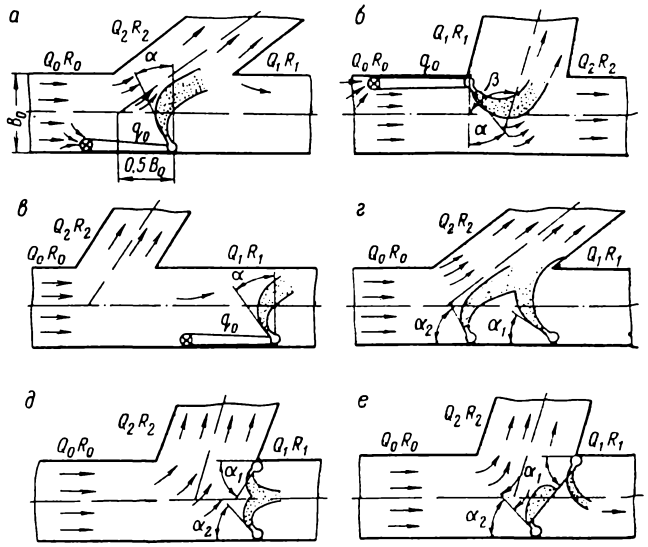


Рис. 132. Схемы установки воздушных завес в выработках

нескольких, установленных последовательно (рис. 132, *г*). Струя завесы может быть направлена навстречу (рис. 132, *а*, *в*, *г*, *д*, *е*) и попутно (рис. 192, *б*) вентиляционному потоку.

Расчет воздушных завес производится следующим образом [85]. Пусть Q_0 — количество воздуха, поступающее в данное параллельное соединение; q_1' и q_2' — количество воздуха, поступающего в перекрываемую и параллельную выработки при естественном распределении; q_1 — количество воздуха в перекрываемой выработке при наличии завесы; тогда количество воздуха, которое должно поступать через щель для образования завесы, находится по формуле

$$q_0 = \frac{Q_0}{\sqrt{\frac{B_0}{b_0} \cdot \frac{q_1}{q_2'} \left(a \frac{1}{\eta_{-b}} + c \right)}}, \ м^3/сек, \qquad (103)$$

где B_0 — ширина выработки, *м*;

b_0 — ширина щели завесы, *м*;

η — коэффициент полезного действия струи, равный $\frac{q_1' - q_1}{q_1'}$;

a, b и c — коэффициенты, значения которых приведены ниже в зависимости от угла α установки завесы.

α°	a	b	c	
0	0,379	1,84	1,25	
30	0,571	2,00	2,33	
45	0,276	2,97	2,41	Наивыгоднейшие углы выпуска воздушной струи
60	0,385	2,37	2,33	

Примечание. Количество воздуха, получаемое по формуле (103), следует умножить на поправочный коэффициент 1,3.

Пример. Дано: количество поступающего воздуха 5 *м³/сек*, которое распределяется по параллельным выработкам 3 и 2 *м³/сек*. Требуется уменьшить поступление в первую выработку до 2 *м³/мин*. Ширина выработки 2 *м*, щели 0,05 *м*, угол установки завесы 45°.

Решение. Находим по таблице значение коэффициентов $a = 0{,}276$, $b = 2{,}97$ и $c = 2{,}41$; к. п. д. струи равен $\eta = 0{,}33$. Подставляя эти значения в формулу (103), получим после умножения на 1,3 $q_0 = 0{,}33$ *м³/сек*, или 20 *м³/мин*.

Если бы потребовалось более глубокое регулирование, например уменьшение количества воздуха q_1' с 3 до 1,5 *м³/сек*, то получили бы по той же формуле $q_0 = 34$ *м³/мин*.

Предложены другие способы расчета воздушных завес.

Положительное регулирование

Регулирование при помощи участковых вентиляторов. При этом применяют две разновидности этого способа регулирования: вентиляторы работают через перемычку и вентиляторы работают без перемычки. По Правилам безопасности установка подземных вспомогательных вентиляторов допускается в отдельных случаях на действующих шахтах с разрешения органов Госгортехнадзора. Такое ограничение установки вентиляторов в подземных условиях объясняется тем, что:

1) надзор за ними обычно менее строг, чем за вентиляторами на поверхности; бывают случаи, когда они по той или другой причине бездействуют;

2) в случае пожара вспомогательные вентиляторы подвергаются опасности быть выведенными из строя; доступ к ним может оказаться затрудненным;

3) в ряде случаев их устанавливают без предварительного расчета. Это приводит в некоторых случаях даже к ухудшению состояния проветривания на смежных участках, а также к опрокидыванию вентиляционных струй на этих участках.

Вместо установки вспомогательного участкового вентилятора иногда устанавливают несколько вентиляторов местного проветривания (СВМ-6), работающих через перемычку. Бывают случаи, когда устанавливают восемь вентиляторов местного проветривания в одной перемычке, что существенно повышает количество воздуха в усиливаемой струе.

Участковые вентиляторы имеют ряд преимуществ.

1. Участковые вентиляторы позволяют в ряде случаев быстрее всего и, возможно, экономичнее всего перераспределить воздух и обеспечить им плохо проветриваемые участки и блоки.

Экономичность работы участковых вентиляторов можно видеть из следующего примера. На руднике работает вентилятор главного проветривания с дебитом 100 *м*³/*сек* при депрессии 200 *мм вод. ст.* Для перераспределения воздуха, в соответствии с изменившимся планом распределения добычи между крыльями месторождения, необходимо установить на одном из крыльев перемычку с перепадом давления 50 *мм вод. ст.* Мощность главной вентиляторной установки будет равна: до установки перемычки $\frac{100 \cdot 200}{102 \cdot 0{,}7} = 270$ *квт*, после установки перемычки

$$\frac{100 \cdot 250}{102 \cdot 0{,}7} = 352 \text{ квт},$$ т. е.

на 72 *квт* больше.

Между тем, если поставить участковый вентилятор на крыле, где требуется увеличить количество воздуха, то мощность этого вентилятора, приняв, что через него проходит 50 *м*³/*сек*, будет равна всего $\frac{50 \cdot 50}{102 \cdot 0{,}2} = 35$ *квт*. За год экономия составит 324 000 *квт·ч*.

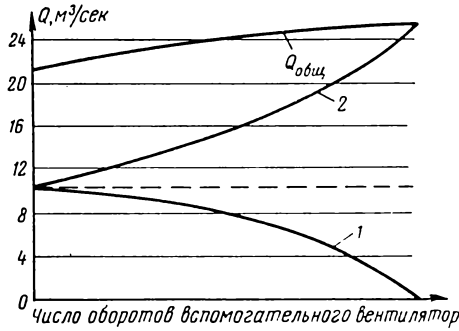


Рис. 133. Изменение количества воздуха в параллельных выработках при установке в одной из них вспомогательного вентилятора

1 — струя без вентилятора; *2* — струя с вентилятором

2. Хотя при установке участковых вентиляторов также имеет место уменьшение количества воздуха в параллельной струе или струях, это уменьшение меньше, чем при отрицательном регулировании.

3. Установкой участкового вентилятора можно достигнуть значительно большего усиления параллельных струй, чем при отрицательном регулировании.

Регулирование вентилятором, работающим через перемычку. На рис. 133 показано изменение количества воздуха в параллельных струях при установке в одной из них вспомогательного вентилятора (на оси абсцисс отложено число оборотов вентилятора). Из рис. 133 видно, что 1) общее количество воздуха увеличивается, а не уменьшается, как при регулировании окном; 2) количество воздуха в усиливаемой струе может быть увеличено более значительно, чем при регулировании окном; количество воздуха в ослабляемой струе снижается в меньшей степени, чем при регулировании окном.

Так, увеличению воздуха на 11,5% отвечает снижение на 5%, на 35% — 15%, на 55% — 25%, в $2^1/_2$ раза — на 100%, т. е.

возможная глубина регулирования значительно больше, чем при отрицательном регулировании.

Анализ систем, состоящих из более чем двух параллельных струй, показал, что если снижение количества воздуха в параллельной струе не будет больше 15—30%, то можно в зависимости от местных условий усилить: одну из двух струй на 35—78%; одну из трех струй на 60—88%; одну из четырех струй на 70—120%.

С увеличением сопротивления выработок, не входящих в параллельное вентиляционное соединение, коэффициент регулирования улучшается, т. е. можно достигнуть большей глубины регулирования (это же можно отнести и к отрицательным способам регулирования).

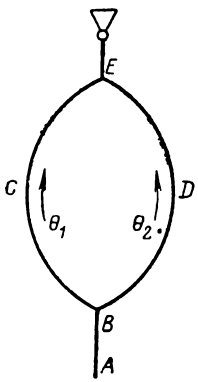


Рис. 134. Схема параллельного соединения выработок

Так же как при отрицательном регулировании, возможными количествами воздуха (при прочих равных условиях) являются только те, которые расположены на кривых *a* и *b* (см. рис. 129). Эти количества связаны между собой, и получить другие режимы при помощи установки другого вспомогательного вентилятора, более мощного, невозможно; новый режим, оставаясь на тех же кривых, передвигается вправо.

Из рис. 133 видно, что нижняя кривая пересекает ось абсцисс; точка пересечения отвечает, очевидно, тому случаю, когда воздух перестает идти по ослабляемой струе. При дальнейшем усилении работы вентилятора воздух пойдет по ослабляемой струе в обратном направлении. Причина такой реверсии струи заключается в следующем. На рис. 134 дана схема параллельного соединения движения воздуха от точки *B* к точке *E*, которое происходит за счет разности давления между ними; давление в точке *B* больше, чем в точке *E*. После установки вспомогательного вентилятора в какой-нибудь из параллельных струй этот вентилятор создаст впереди себя зону повышенного давления и позади себя зону пониженного давления; в результате может оказаться, что давление в точке *B* станет меньше давления в точке *E*, и произойдет опрокидывание воздушной струи в выработке без вентилятора.

Выбор вентилятора. Первый случай — вентилятор выбирают для регулирования воздуха между выработками участка и его установка почти не оказывает влияния на работу главного вентилятора, а также на поступление воздуха в рудник. В этом случае, если дебиты воздуха в струях *BCE* и *BDE* заданы и равны Q_1 и Q_2, то разность давления, которую должен создать устанавливаемый участковый вентилятор, будет

$$h_{BCE} - h_{BDE} = R_{BCE}Q_1^2 - R_{BDE}Q_2^2,$$

где R_{BCE} и R_{BDE} — аэродинамические сопротивления участков *BCE* и *BDE*.

Эти сопротивления должны быть определены упрощенной депрессионной съемкой или расчетом, что можно сделать, используя приведенные в главе IV значения коэффициентов α, а также располагая данными о длинах и сечениях выработок, образующих участки *BCE* и *BDE*.

При выборе вентилятора необходимо: 1) чтобы его дебит был больше дебита той струи, на которой его устанавливают; 2) чтобы развиваемый им напор не превышал депрессий этой струи; в противном случае произойдет ее опрокидывание; 3) чтобы понижение дебита в параллельной струе не превышало допустимого предела; при этом можно руководствоваться данными, приведенными выше.

Во втором случае вентилятор устанавливают для регулирования воздуха между отдельными крыльями рудника. При этом его установка может отразиться на общем вентиляционном режиме. Ориентировочные значения дебита вентилятора и его депрессии находятся аналогично первому случаю. Имея характеристики главного и вспомогательного вентиляторов, решают задачу на их совместную работу, например по графическому способу, предложенному проф. Д. Ф. Борисовым (ЛГИ).

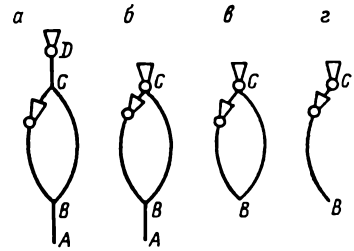


Рис. 135. Схема к графическому решению задачи на совместную работу главного и вспомогательного вентиляторов

Задача решается в следующей последовательности (рис. 135, *а*): 1) участки *DC* и *AB* объединяются в один (рис. 135, *б*); 2) исключается объединенный участок *AB* (рис. 135, *в*); 3) исключается параллельная ветвь *CB* (рис. 135, *г*); 4) известным способом решают задачу на совместную последовательную работу двух вентиляторов.

Пример. Дана схема совместной работы двух вентиляторов — главного и вспомогательного (рис. 136, *а*). Найти режимы работы этих вентиляторов при условии, что общее сопротивление участков *DC* и *AB* равно 0,012 *кμ*, участка с вентилятором 0,044 и параллельного участка 0,10 *кμ*.

Решение (см. рис. 136, *б*).

1. На миллиметровой бумаге вычерчиваются характеристики обоих вентиляторов — главного проветривания *1 — 1* и вспомогательного *2 — 2*, а также кривые OR_1, OR_2 и OR_3, отвечающие сопротивлениям $R_1 = 0{,}012$ *кμ*, $R_2 = 0{,}44$ *кμ* и $R_3 = 0{,}1$ *кμ*.

2. Из характеристики вентилятора главного проветривания *1—1* исключается характеристика общего объединенного участка вычитанием ординат этой характеристики получается приведенная к точке *B* характеристика главного вентилятора *1′—1′*

3. Из характеристики главного вентилятора *1′—1′* исключается характеристика параллельного участка *CB* вычитанием абсцисс, получается кривая *1″—1″*.

4. Находится суммарная характеристика обоих вентиляторов суммированием ординат характеристик *1″—1″* и вспомогательного вентилятора *2—2*, получается кривая *1″ + 2* (показана жирной линией).

5. Находится точка *A* пересечения суммарной характеристики с характеристикой выработки *CB* (парабола OR_2); абсцисса этой точки — отрезок *OA′* — равна количеству воздуха в выработке, где установлен вспомогательный

вентилятор, — 45 *м*³/*сек*. Депрессия участка, где установлен вспомогательный вентилятор, равна ординате точки *A*, т. е. 90 *мм вод. ст*. Чтобы найти дебит главного вентилятора, проводят из точки *B* пересечения ординаты точки *A* с характеристикой *1″—1″* линию, параллельную оси абсцисс, до пересечения

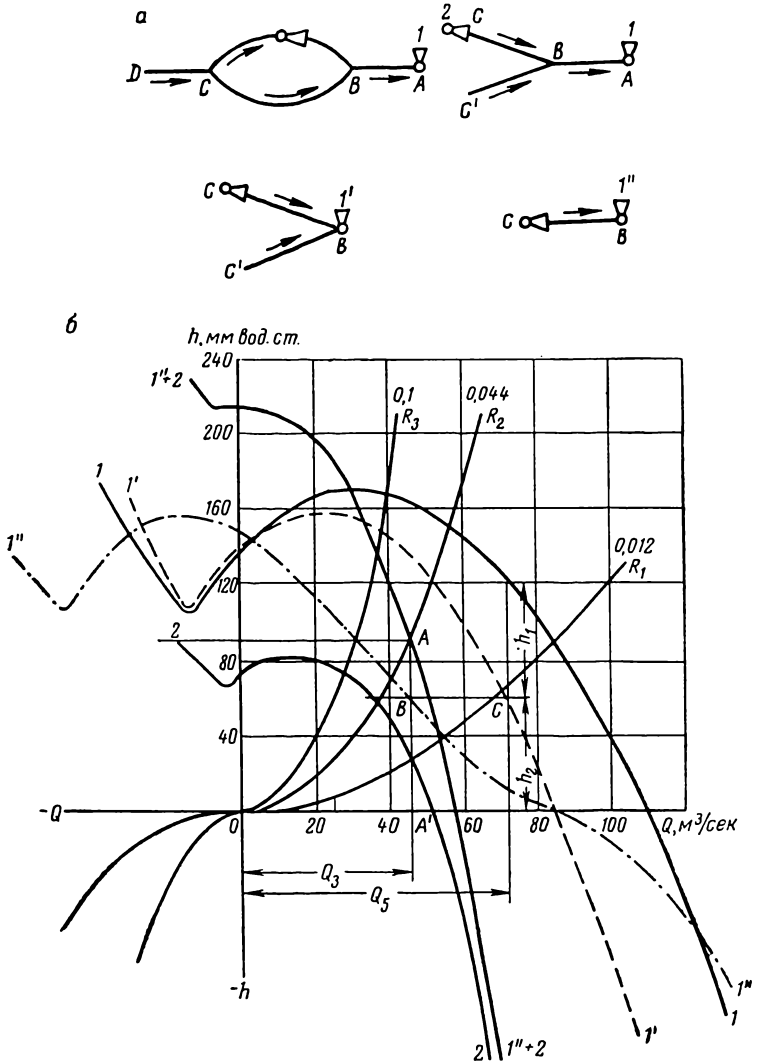


Рис. 136. Схема совместной работы главного и вспомогательного вентиляторов (*а*) графическое решение задачи (*б*)

в точке *C* с приведенной характеристикой *1′—1′*; абсцисса этой точки равна дебиту главного вентилятора, т. е. 70 *м*³/*сек*. Количество воздуха в параллельной струе, очевидно, равно 70 — 45 = 25 *м*³/*сек*. Депрессия главного вентилятора составит 120 *мм вод. ст*.

Если бы вспомогательного вентилятора не было, то общее сопротивление системы было бы равно 0,0275 *кμ*; количество воздуха, которое дал бы главный

вентилятор, работая на это сопротивление, было бы равно 67 *м*³/*сек* (отвечает точке пересечения характеристики, построенной по сопротивлению 0,0275 *кμ*, с характеристикой вентилятора); количества воздуха в параллельных струях были бы равны 40,6 и 25,4 *м*³/*сек*.

В результате его установки общее количество воздуха увеличивалось на 3,6%; количество воздуха в струе с вентилятором увеличилось на 10,1%; количество воздуха в параллельной струе сократилось на 5,2%.

Участковые вентиляторы применяют на рудных и соляных шахтах не только для регулирования количества воздуха, а в ряде случаев они являются составной частью всей схемы проветривания, подавая воздух в блоки на апатитовых и других рудниках или в камеры на соляных рудниках. Облегчая проветривание блоков и камер, они почти не оказывают влияния на общее количество поступающего в рудник воздуха. Специальными замерами на апатитовых и соляных рудниках это подтверждено.

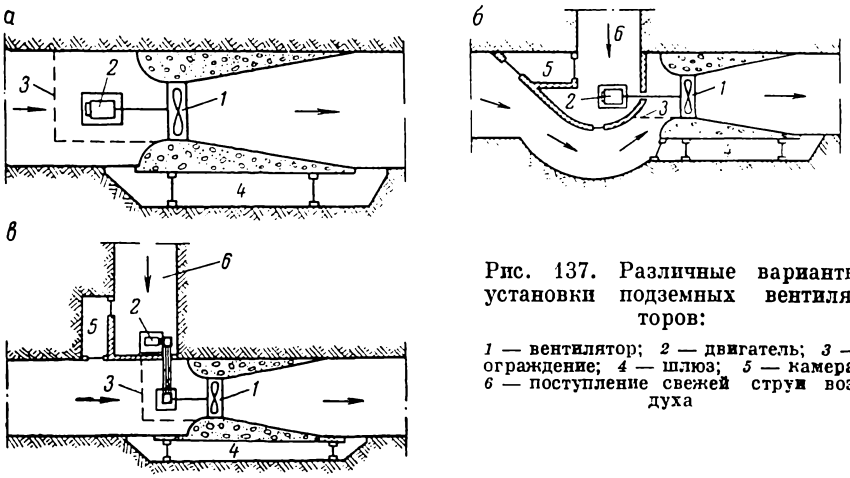


Рис. 137. Различные варианты установки подземных вентиляторов:

1 — вентилятор; *2* — двигатель; *3* — ограждение; *4* — шлюз; *5* — камера; *6* — поступление свежей струи воздуха

Различные варианты установки подземных вентиляторов показаны на рис. 137: 1) в обходной выработке, причем для прохода людей и транспорта в основной выработке устраивают шлюз в виде двух перемычек с дверями в каждой из них; 2) в самой выработке или в ее расширенной части, рядом со шлюзом (рис. 137, *а*, *б*, *в*).

Осевые вентиляторы имеют меньшие габариты и поэтому их легче устанавливать в подземных условиях, чем центробежные вентиляторы. Необходимо, чтобы за работой подземных вентиляторов был установлен надлежащий надзор и остановка их или пуск в работу производились только с ведома лиц ПВС. После установки и запуска подземной вентиляторной установки (кроме вентиляторов частичного проветривания) необходимо проверить: 1) не вызвала ли установка вентилятора уменьшения количества воздуха в выработке, где он установлен (это может быть при неправильном выборе размеров вентилятора; 2) чрезмерного ослабления параллельной струи (или струй) или даже опрокидывания в них воздуха. В этом случае следует:

1) увеличить сопротивление усиливаемой струи, что приведет к некоторому снижению в ней количества воздуха;

2) уменьшить (если возможно) аэродинамическое сопротивление общих участков сети;

3) уменьшить число оборотов вспомогательного вентилятора;

4) увеличить (если возможно) дебит вентилятора главного проветривания.

Опрокидывание воздушной струи особенно опасно на рудниках, разрабатывающих руды, склонные к самовозгоранию. Другие способы решения этой задачи приведены в работе [87].

Регулирование вентилятором, работающим без перемычки. В некоторых случаях при регулировании количества воздуха или для усиления подачи воздуха на какой-нибудь участок применяют вентиляторы, работающие без перемычки, т. е. установленные в выработке и присоединенные к небольшому нагнетательному воздухопроводу. Иногда имеется и перемычка с дверью, которые оставляют открытыми при работе вентилятора. Так как при работе таких вентиляторов количество воздуха в выработках, где они установлены, увеличивается, их можно рассматривать как устройства, служащие для перераспределения воздуха или, что то же, для регулирования количества воздуха.

Работа вентиляторов без перемычки не создает той разницы давления $p_1 - p_2$, которая характерна для вентиляторов, работающих через перемычку. Увеличение количества воздуха при работе вентиляторов без перемычки является результатом:

1) действия скоростного напора на выходе воздуха из кожуха вентилятора или диффузора;

2) эжекторного действия воздушной струи.

Эти вентиляторы называют иногда «толкачами», так как они как бы подталкивают воздух. Поскольку величина скоростного напора на выходе из вентилятора невелика (при скорости движения воздуха 10 *м/сек* она составляет 6 *мм вод. ст.*, а при скорости 20 *м/сек* — 24 *мм вод. ст.*), то такие вентиляторы могут работать эффективно только на сеть с небольшим аэродинамическим сопротивлением.

Преимущества регулирования количества воздуха вентиляторами, работающими без перемычки: 1) не загромождается перемычкой выработка; 2) всегда достигается увеличение количества воздуха; при необходимости можно установить последовательно несколько вентиляторов и они не будут мешать друг другу (при условии, что они установлены не слишком близко один от другого).

Недостатки: 1) низкий к. п. д., режим их работы расположен внизу характеристики; этот недостаток малосущественный, учитывая малую мощность этих установок; 2) их производительность невелика.

Вентиляторы-толкачи работают одновременно:

1) как вентиляторы-машины, и в этом случае их производительность не зависит от сопротивления той выработки, в которой они

установлены; на производительность влияет только сопротивление диффузора или конфузора;

2) как эжектирующая установка, и в этом случае их производительность зависит от производительности вентилятора $Q_в$, сопротивления R, площади сечения выработки S, а также площади $S_{см}$, где происходит смешивание подсасываемого воздуха с воздухом, выходящим из диффузора, и площади выходного отверстия диффузора $S_{вых}$. За сопротивление R можно принимать сопротивление всей выработки, где устанавливается вентилятор-толкач, до места слияния с параллельной выработкой.

Исследованиями установлено, что выгодно:

1) вместо диффузора применять конфузор, причем наивыгоднейшая степень сужения колеблется от 0,25 до 0,6;

2) для повышения эффекта эжекции несколько сужать сечение выработки в месте смешивания выходящей из конфузора струи с подсасываемым воздухом.

И. И. Медведевым предложены следующие формулы для расчета вентилятора, работающего без перемычки:

общего количества воздуха Q, проходящего по выработке,

$$Q = \frac{1{,}41Q_в}{\sqrt{S_{вых}S_{см}\left(16{,}3R + \frac{1}{S^2} + \frac{1}{S_{см}^2}\right)}}, \; м^3/сек; \qquad (104)$$

критического сопротивления

$$R_{кр} = \frac{0{,}0612}{S_{см}^2}\left[\frac{2S_{см}}{S_{вых}} - \left(\left(\frac{S_{см}}{S}\right)^2 - 1\right)\right], \; кμ, \qquad (105)$$

где $Q_в$ — производительность вентилятора, работающего без сети, $м^3/сек$;

$S_{вых}$ — выходное отверстие трубопровода, $м^2$;

S — площадь выработки, $м^2$;

$S_{см}$ — площадь смешения воздушных потоков, $м^2$;

R — аэродинамическое сопротивление выработки, в которой устанавливается вентилятор, $кμ$.

Должно быть $R < R_{кр}$.

Приращение количества воздуха за счет эжектирующего действия струи, выходящей из воздухопровода, по сравнению с работой вентилятора без сети достигает 300%.

Наивыгоднейшее сечение выработки в месте смешения потоков будет

$$S_{см} = \frac{1{,}41}{\sqrt{16{,}3R + \frac{1}{S^2}}}. \qquad (106)$$

Пример. Дано: $R = 0{,}02$ кμ (чему отвечает выработка длиной 100 м), сечение выработки 5 $м^2$, сечение $S_{см} = 2{,}5$ $м^2$, площадь $S_{вых} = 0{,}2$ $м^2$, производительность вентилятора 5 $м^3/сек$.

Решение. Подставляя эти данные в формулы (104), (105) и (106), получим

$$Q=\frac{1{,}41\cdot 5}{\sqrt{0{,}2\cdot 2{,}5\left(16{,}3\cdot 0{,}02+\frac{1}{5^2}+\frac{1}{2{,}5^2}\right)}}=14{,}1\,м^3/сек;$$

$$R_{кр}=\frac{0{,}0612}{2{,}5^2}\left[\frac{2\cdot 2{,}5}{0{,}2}-\left(\frac{2{,}5}{5}\right)^2-1\right]=0{,}232\ кμ;$$

$$S_{см}=\frac{1{,}41}{\sqrt{16{,}3\cdot 0{,}02+\frac{1}{5^2}}}=2{,}35\ м^2.$$

Регулирование воздуха расширением выработки или уменьшением ее аэродинамического сопротивления. На практике могут быть случаи, когда целесообразно усилить какую-нибудь струю снижением сопротивления выработки, по которой эта струя движется.

Этот способ требует для своего осуществления затрат большого количества времени, весьма трудоемок и дорогостоящ.

Регулирование воздуха возможно в двух вариантах:

1) уменьшением сопротивления выработок способами, указанными в главе IV (обшивка их деревянной крепью, применение разных плит и т. д.);

2) расширением сечения выработки или ее расчисткой и перекреплением.

По своей эффективности данный способ аналогичен способу регулирования участковыми вентиляторами. При этом исключено опрокидывание воздуха в параллельной струе.

Регулирование предварительным подтормаживанием струи [39] заключается в том, что на участках, которым по плану развития горных работ предполагается подавать большее количество воздуха или сопротивление которых должно существенно возрасти, устраивают перемычки. Перемычки устраивают такой конструкции, что при надобности размер окон в них можно увеличивать и, таким образом, подавать на участки больше воздуха или поддерживать его подачу в прежнем количестве. Расчеты, выполненные М. А. Патрушевым (ДонУГИ), показывают, что перерасход электроэнергии на преодоление дополнительных сопротивлений, вызванных присутствием затормаживающих устройств, даже при одновременном торможении нескольких основных струй внутри участка на 20—40%, составляет в среднем всего 10—15% (без учета изменения к. п. д. вентилятора).

Данные о средствах распределения воздуха на рудниках Каз.ССР приведены в работе [94]. Так, из общего числа этих средств на 57 шахтах приходилось к общему числу: на автоматические двери без окон 4,1%; на обычные двери без окон 32,1%; на глухие перемычки без окон 37,7%; на глухие перемычки с окнами 10,3%; на воздушные завесы 0,97%; на вентиляторы местного проветривания 15%.

Следует обратить внимание на малое число автоматических дверей и воздушных завес. Отрицательные регуляторы составляют 85%

всех регулировочных устройств. На одну шахту со средней и большой производственной мощностью приходится 50—75 регуляторов. Перепад давления через двери и перемычки в 76% из них не превышает 10 *мм вод. ст.*; на 16% — от 11 до 20 *мм вод. ст.* и на 8% — более 20 *мм вод. ст.*, т. е. большинство регулировочных устройств работает в условиях небольшого перепада давления через них.

Комбинированное регулирование. В некоторых случаях получить необходимую глубину регулирования одним из рассмотренных выше способов не удается; в других случаях увеличение количества воздуха на усиливаемой струе сопровождается недопустимым ослаблением параллельной струи. Тогда можно прибегнуть к комбинированному регулированию:

1) в дополнение к окну на одной из параллельных струй устанавливают вспомогательный вентилятор на другой струе;

2) в дополнение к окну, сооруженному на какой-нибудь второстепенной струе, сооружают окно на более важной струе, в состав которой входит первичная струя;

3) вместо установки вспомогательного вентилятора на первичной струе устанавливают более мощный вентилятор на струе, по которой поступает воздух в несколько участков;

4) в дополнение к окну или вспомогательному вентилятору прибегают к снижению сопротивления той струи, в которую необходимо усилить поступление воздуха;

5) проходят дополнительную выработку для поступления или выхода воздуха из участка, где необходимо усилить подачу воздуха;

6) увеличивают подачу воздуха вентилятором главного проветривания поворотом его лопаток и устанавливают окна на струях, не требующих усиления. Возможны и другие способы.

§ 3. Практика регулирования распределения воздуха на рудниках

Наблюдения за естественным распределением воздуха между отдельными горизонтами, а в пределах горизонта — между отдельными блоками показывают, что оно обычно не удовлетворяет потребности в воздухе. Поэтому воздух приходится перераспределять с помощью окон или вспомогательных вентиляторов. Методика расчета окон и выбора вентиляторов была приведена выше. Прежде всего, необходимо предварительно подсчитать (при проектировании) или найти укрупненной депрессионной съемкой сопротивления отдельных участков рудника, необходимые для расчета.

Распределению воздуха между блоками необходимо уделять большое внимание. В зависимости от схемы проветривания рудника воздух будет распределяться следующим образом:

1) при центральной схеме со сдвоенным расположением стволов — основная масса воздуха будет поступать в блоки, расположенные вблизи воздухоподающего ствола; отдаленные блоки могут или совсем не получать воздуха, или даже при наличии

аэродинамической связи с поверхностью в них может быть нисходящее проветривание; в зимнее время при наличии связи с зоной обрушения это может привести к замораживанию блоков;

2) при фланговой схеме проветривания — блоки, расположенные вблизи фланговых вентиляционных стволов, будет получать около 70% воздуха, поступающего на горизонт, а расположенные в центральной части шахтного поля практически не будут проветриваться.

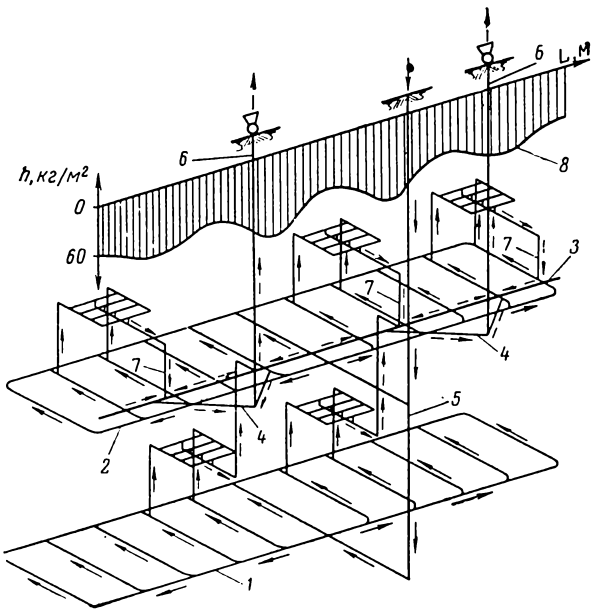


Рис. 138. Схема проветривания блоков:

1, 2 — откаточные штреки; *3* — штрек-коллектор; *4* — вентиляционные диагональные квершлаги; *5* — воздухоподающий ствол; *6* — вентиляционные стволы; *7* — вентиляционные блоковые восстающие; *8* — кривая распределения давления воздуха по длине штрека-коллектора

Для правильного распределения воздуха необходимо: в первом случае — устанавливать блоковые вентиляторы в отдаленных блоках (возможно даже и подтормаживать воздушные струи в центральных блоках); во втором случае — устанавливать вентиляторы в центральных блоках и устраивать окна в блоках на флангах.

Более правильного распределения воздуха между блоками можно достигнуть следующим образом. Так, Г. К. Дымчук для выравнивания депрессии на вентиляционном штреке, от чего зависит равномерность поступления воздуха в блоки, рекомендуют схему проветривания, показанную на рис. 138. Проветрив рабочие места в блоках, загрязненный воздух по блоковым вентиляционным восстающим поступает в штрек-коллектор, откуда по вентиляционным квершлагам, вентиляционным стволам главными вентиляторами выбрасывается в атмосферу.

В данной схеме вентиляционные стволы расположены посередине каждой половины шахтного поля. Кроме того, проведены два диагональных квершлага, которые способствуют выравниванию депрессии на штреке-коллекторе и более равномерной работе вспомогательных вентиляторов.

Более совершенная схема проветривания предложена на руднике им. Кирова (рис. 139). Кроме диагональных квершлагов *3* на

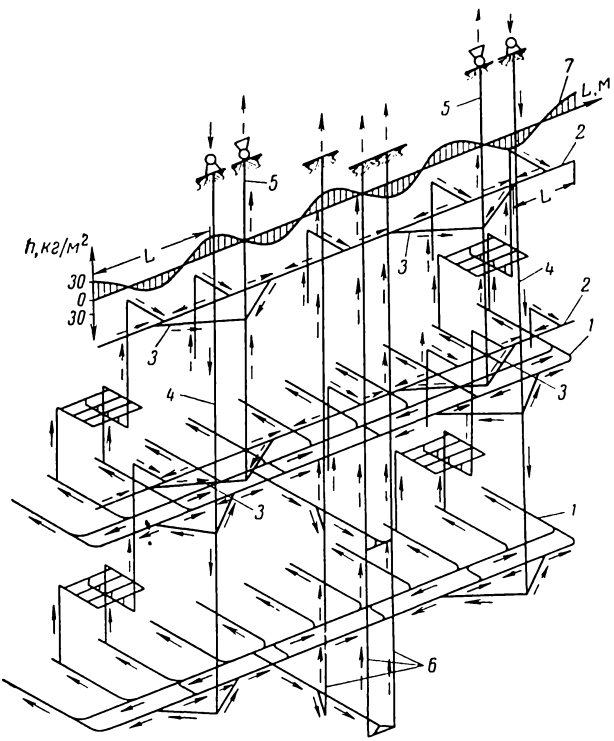


Рис. 139. Схема проветривания рудника им. Кирова (Криворожский бассейн):

1 — рабочие откаточные горизонты; *2* — штреки-коллекторы вентиляционных горизонтов; *3* — вентиляционные диагональные квершлаги; *4* — воздухоподающие стволы; *5* — вентиляционные стволы; *6* — грузоподъемные стволы; *7* — кривая распределения давления воздуха по длине штреков коллекторов

вентиляционном горизонте проходят V-образные квершлаги на откаточном горизонте. Опыты показали, что при создании на откаточном и вентиляционном горизонтах по всей их длине постоянного разрежения или напора (на рис. 139 штриховкой показано изменение величины депрессии в штреке коллектора) нет необходимости в установке многочисленных блоковых вентиляторов для регулирования поступления в них воздуха. Недостаток этих схем — повышенные капитальные затраты на проведение дополнительных выработок.

Регулирование воздуха в пределах блока. Исследование распределения воздуха по штрекам скреперования показывало, что оно крайне

неравномерно. При поступлении воздуха с одной стороны блока и удалении его с другой по восстающим образуется сложное диагональное соединение, в котором число диагоналей равно $n - 2$, где n — число штреков. Наибольшее количество воздуха проходит по скреперному орту, ближайшему к вентиляционному восстающему, а в других оно уменьшается. Так, на шахте «Саксагань» количество воздуха в скреперных ортах уменьшалось следующим образом: 1,38—1,02—0,32 *м³/сек*; также 1,44—0,9—0,69 *м³/сек* [83]. Те же результаты были получены и при моделировании диагональных схем проветривания [82]: в крайнюю выработку, расположенную со стороны воздухоотводящего канала, уходило 42—70% всего воздуха в системе из трех диагоналей.

Наблюдения за распределением воздуха по скреперным штрекам на руднике Заполярный Норильского полиметаллического комбината показали не только неравномерное его распределение по штрекам, но и знакопеременное движение: в одних штреках воздух движется в одном направлении, в соседних — в обратном, причем это направление не остается постоянным. В результате одни штреки проветриваются более или менее удовлетворительно, в других воздуха явно не хватает и запыленность воздуха в них повышенная — до 10—15 и даже до 20 *мг/м³*. При взрывании негабаритов воздух загрязняется ядовитыми газами.

Даже в параллельной системе, состоящей из двух выработок, количество воздуха в выработке, составляющей продолжение воздухоподающей выработки, в 1,5 раза больше, чем в другой [83]. Все это указывает на необходимость правильного распределения воздуха между штреками, т. е. на необходимость в регулировании этого распределения.

Предложены формулы для расчета регулировочных окон, устанавливаемых или в самих штреках, или в хозяйственном орте со стороны поступающего воздуха. Размеры окон тем меньше, чем они ближе расположены к вентиляционному восстающему. На штреках, отдаленных от этого восстающего, приходится устанавливать небольшие вентиляторы.

Регулирование затрудняется тем, что в ряде случаев горизонт скреперования имеет связь с зоной обрушения и, кроме того, соседние блоки сообщаются между собой.

Всякое регулировочное окно требует сооружения перемычки, в которой это окно устанавливается. Но практика показала, что если только перемычки расположены на небольшом расстоянии от места ведения взрывных работ, то они разрушаются от действия ударной взрывной волны. Наибольшее распространение в Криворожском бассейне имеют шлакоблочные перемычки, а также временные надувные резиновые перемычки из оболочек № 150 и 200.

На рис. 140 показана схема надувной резиновой перемычки на шахте «Новая» рудоуправления им. Р. Люксембург. Перемычка состоит из наружной надувной части *1*, которая при надувании сжатым воздухом плотно прилегает к стенкам выработки; самой пере-

мычки *2* (плоской) и клапана *3*, закрывающего проем в перемычке, через который можно переходить с одной стороны перемычки на другую. Перекрываемая площадь 9 $м^2$, время их возведения 5—10 *мин*. Степень перекрытия 96—100%, что вполне достаточно, учитывая полную воздухонепроницаемость самой перемычки. Стоимость одной оболочки № 150 — 1 р. 75 к. и № 200 — 5 р. 62 к. Для придания оболочкам большей устойчивости на них надевают специальные тканевые чехлы. Одна перемычка служит 8—12 раз.

Более совершенна надувная перемычка, предложенная во Франции. На оболочку надеты со стороны, противоположной месту взрыва, перекрещивающиеся между собой металлические полосы, к которым прикреплены тяги, которые под действием нагрузки растягиваются, увеличиваясь при этом в 4 раза. Эти тяги, в свою очередь, прикреплены к металлическому кольцу, прочно заделанному в боковых породах. При взрыве перемычка под действием воздушного удара заклинивается между боковыми породами, причем ее перемещение затормаживается тягами.

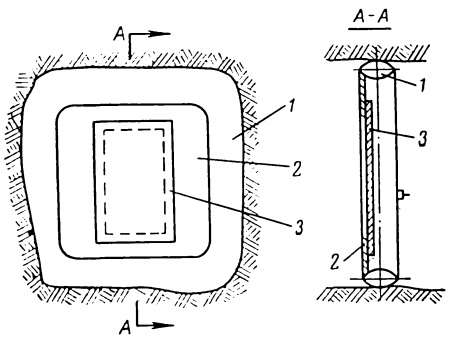


Рис. 140. Конструкция надувной резиновой перемычки

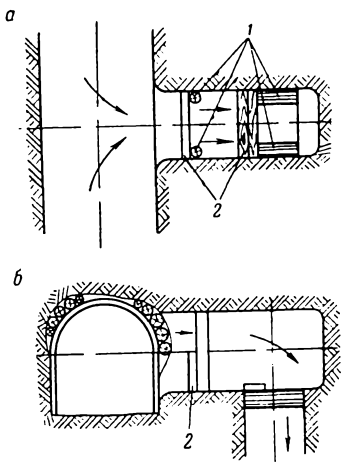


Рис. 141. Схема вентиляционных окон, применяемых в Кривбассе:
а — план; *б* — разрез

Для регулирования распределения в блоках могли бы найти применение и воздушные завесы.

Схема перемычки для регулирования поступления воздуха в восстающей показана на рис. 141. Регулирование осуществляется досками *2*, прибиваемыми к раме *1*.

Выше были рассмотрены различные способы и средства регулирования распределения воздуха по рудничным выработкам. Все они имеют в виду простые схемы проветривания. На практике схемы проветривания рудников очень сложны, и правильное распределение воздуха по рудным залежам, участкам и блокам весьма затруднительно.

Решению этой задачи посвящено много работ. Не имея возможности останавливаться на рассмотрении различных способов регулирования распределения воздуха, укажем только следующее.

Регулирование распределения воздуха на руднике при работе вентилятора главного проветривания можно осуществить: 1) только окнами; 2) только участковыми вентиляторами и 3) совместно окнами и вентиляторами. В последнем случае возможно несколько решений. Теоретически наименьший расход электроэнергии на регулирование (на преодоление сопротивления окон и на работу участковых вентиляторов) получается по второму способу, максимальный — по первому. Практически же, учитывая стоимость установки участковых вентиляторов, наиболее экономичен комбинированный способ регулирования распределения воздуха.

Кроме сравнения различных способов регулирования по расходу электроэнергии было предложено исходить из минимальных объемов выработок. Однако во всех случаях решение задачи по регулированию количества воздуха остается одно и то же. Вначале методом электромоделирования или расчетным путем с применением электронно-вычислительной машины решается задача на естественное распределение воздуха. Затем переходят к перераспределению воздуха в зависимости от потребности в нем одним из предложенных способов [88]. Указанные способы регулирования количества воздуха сложны. А. Д. Багриновский предложил [4] сравнительно простой прием, позволяющий выбирать тот или иной способ регулирования, исходя из минимальной мощности, потребляемой регулировочными устройствами, необходимыми для осуществления заданного распределения воздуха.

Определение наивыгоднейших размеров площадей сечения выработок. При некоторых размерах площади сечения выработки сумма расходов на ее проведение и поддержание, а также на перемещение по ней воздуха будут наименьшими, а эти размеры, следовательно, оптимальными. Для одной выработки эта задача решена давно. Однако большой интерес представляет решение этой задачи для всего рудника. Таких решений предложено несколько. Наиболее обоснованным является решение, предложенное С. Цой и С. С. Уразбаевым. *

§ 4. Автоматическое регулирование расхода воздуха

Во всяком руднике места очистных работ постоянно меняются, не постоянна при этом также и потребность в воздухе. Следовательно, возникает задача регулирования распределения воздуха во времени. Эту задачу можно осуществить взятием проб воздуха, их анализом и последующим перераспределением воздуха между участками, блоками и забоями. Однако на все это требуется значительное время. Поэтому в последние годы успешно развивается другое направление регулирования количества воздуха. На первом

---

* «К вопросу определения оптимальных сечений горных выработок с учетом фактора вентиляции» и «Об одном методе отыскания оптимальных сечений сети горных выработок». Труды ИГД Каз. ССР, т. 23, 1966 г.

этапе — это дистанционный контроль за состоянием рудничной атмосферы. Это состояние можно контролировать по количеству воздуха (т. е. по скорости его движения), по содержанию кислорода или ядовитых газов, по содержанию пыли. В настоящее время, очевидно, наиболее перспективен контроль за скоростью (количеством) движения воздуха, хотя более правильно следить за показателями его чистоты.

Сигналы о неблагополучии в каком-нибудь участке поступают к диспетчеру, который принимает меры к перераспределению воздуха.

Второй этап состоит в автоматическом регулировании поступления воздуха на участок. В этом случае на поступающей струе устанавливается датчик скорости движения воздуха, который при уменьшении заданной ему скорости срабатывает и передает сигнал на регулирующее устройство. Это устройство автоматически увеличивает поступление воздуха на участок. Регулирующее устройство должно быть типа «предварительно подторможенной струи».

Третий этап заключается в автоматическом регулировании распределения воздуха по всему руднику. Роль диспетчера будет выполнять машина, в которой заложена схема проветривания рудника. Получив сигнал о плохом состоянии проветривания на каком-нибудь участке (по количеству воздуха или по его составу), на машине решается задача наиболее целесообразного перераспределения воздуха, после чего посылаются сигналы к регуляторам, которые автоматически перераспределяют воздух.

На рудниках неудовлетворительное состояние проветривания на каком-нибудь участке ликвидируется или улучшается увеличением подачи воздуха. Это сложнее сделать на угольных шахтах. Если на угольной шахте основным источником газа является разрабатываемый пласт и газ выделяется в призабойном пространстве, то его удаляют увеличением подачи воздуха в лаву. Если на шахте бóльшее количество газа выделяется в выработанном пространстве за счет выделения из смежных пластов, то увеличение подачи воздуха в случае загазирования лавы не приводит к ожидаемым результатам — как количество газа, так и его содержание при этом возрастает. Это создает дополнительные трудности в управлении проветриванием.

Устройства для автоматического регулирования расхода воздуха. Частотный анемометр конструкции В. Г. Деметриадеса и Р. Я. Васселя (ЛГИ) и автоматическая вентиляционная дверь. Прибор состоит из крыльчатого анемометра с фотоэлектрической приставкой. Крылья анемометра, вращаясь, прерывают световой поток, идущий от лампочки на фотодиод, на котором вырабатываются электрические импульсы. Частота этих импульсов пропорциональна скорости вращения крыльчатки анемометра. Импульсный ток регистрируется частотомером, выполненным на полупроводниках. Частота его прямо пропорциональна скорости вращения крыльчатки, а следовательно, и скорости потока. Применив усилитель, можно регистрировать

величину скорости микроамперметром, измеряющим частоту сигнала, и подавать сигнал на управляемое плечо моста — триод П13.

Вентиляционная автоматическая дверь [29] состоит из двух створок, раздвигаемых винтовой передачей привода винта, состоящего из электродвигателя и редуктора; реверсивного пускателя ПМВР-1441; блока автоматического управления пускателем и датчика контроля расхода, следящего за изменением расхода. Блок управления подключается непосредственно к пускателю, к клеммам которого подключены два реле $Р_1$ и $Р_2$. При срабатывании одного из них дверь открывается, при срабатывании другого — закрывается. Реле управляется мостовой схемой. Уравновешивание моста осуществляется работой триода П13 плеча моста.

Автоматическая дверь работает следующим образом: в исходном положении (дверь полностью закрыта, по выработке движения воздуха нет) потенциометр моста полностью введен, и при отсутствии сигнала датчика (анемометра) мост находится в балансе и все реле отключены. Регулируя потенциометр моста, задают необходимый расход воздуха по выработке. При этом мост выходит из баланса, срабатывает поляризованное реле и реле $Р_1$, двери начинают открываться. Расход воздуха возрастает и увеличивается величина сигнала датчика скорости, поступающего на мост усилителя. Нарастание сигнала продолжается до тех пор, пока мост не сбалансируется сигналом датчика, при этом двигатель останавливается. В дальнейшем при отклонении скорости движения воздуха в сторону, большую или меньшую от заданной, изменяется сигнал датчика, что приводит к включению двигателя створок двери на закрывание или открывание. Опытная установка, выполненная на кафедре вентиляции ЛГИ, позволяла регулировать расход воздуха при скоростях его движения от 1 до 11 *м/сек*. Частотный анемометр был проверен в шахтных условиях и при исследовании воздушных потоков в карьерах. Эти исследования подтвердили надежность показаний анемометра.

Термоанемометр и жалюзийная дверь конструкции И. Н. Засухина [18]. Жалюзийное автоматическое вентиляционное окно (АВО) представляет собой звено системы авторегулирования и включает: 1) узел измерения (датчики с электротермометром), 2) устройство передачи сигнала (потенциометр и электронный усилитель), 3) исполнительный орган (жалюзи). В качестве датчика скорости воздушного потока в системе АВО использован электротермометр типа ЭТА-10Ш с конусными насадками (диапазон измерения скорости от 0,15 до 20 *м/сек*).

Блок-схема автоматического вентиляционного окна (АВО) показана на рис. 142. Из схемы видно, что все устройство для автоматического регулирования скорости движения воздуха состоит из трех блоков:

1 — узла измерения скорости движения воздуха, состоящего из датчика скорости *ДС*, электроанемометра ЭТА-10; *ИМ* — измерительного моста; *РТМ* — регулятора тока моста и *ПСР* — потен-

циометра самопишущего регулирующего (электронного показывающего); комплекс аппаратуры ЭТА питается от сети переменного тока напряжением 127/220 *в* и потребляет 60 *ва*;

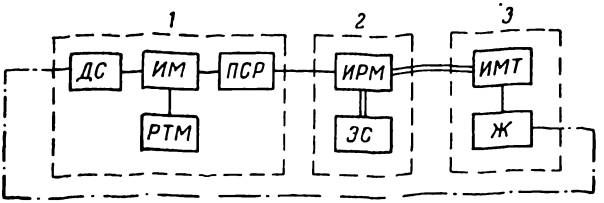


Рис. 142. Блок-схема автоматического вентиляционного окна

2 — узла управления, состоящего из *ИРМ* — изодромного регулятора и *ЭС* — электрической схемы управления двигателем исполнительного механизма *АВО*; потребляемая мощность *ИРМ* — 40 *ва* (переменный ток напряжением 220 *в*);

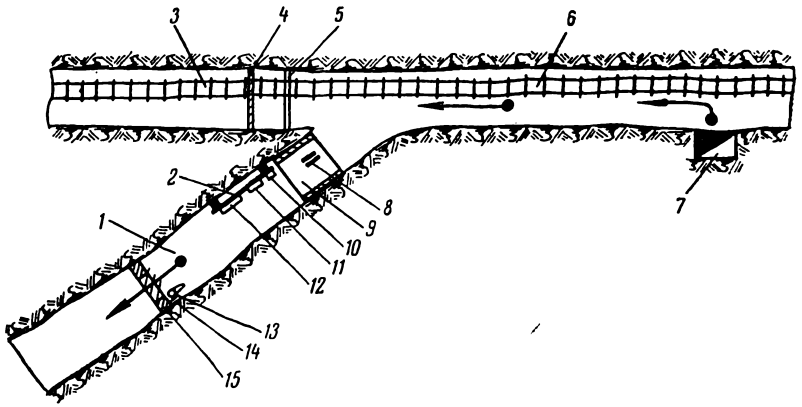


Рис. 143. Схема установки автоматического вентиляционного окна на Дегтярском руднике:

1 — штрек, где установлено окно; *2* — монтажный щит; *3* и *6* — полевой штрек; *7* — перемычка; *5* — автоматическая вентиляционная дверь; *7* — восстающий; *8* — датчик скорости; *9* — замерная станция; *10—11—12* — приборы узла измерения (см. выше); *13—14—15* — приборы узла управления и исполнения

3 — исполнительного механизма *ИМТ*, состоящего из трехфазного двигателя с редуктором, питается от сети напряжением 220/380 *в*, потребляемая мощность 600 *ва*.

АВО представляет собой окно размером 1000 × 1200 *мм* вчерне и 1000 × 1000 *мм* в свету при полном открытии, в котором установлены три поворотные створки жалюзийного типа.

На рис. 143 показана схема установки *АВО* на Дегтярском руднике.

Дверь установлена на вентиляционном штреке.

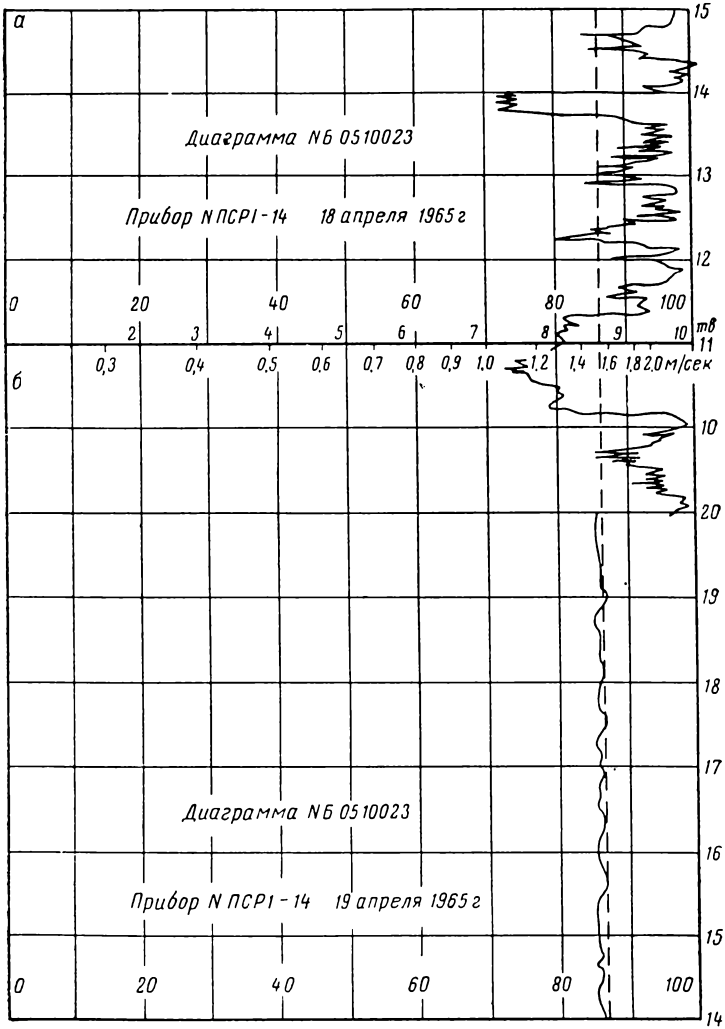


Рис. 144. Диаграмма записи скорости воздушного потока в замерной станции

На рис. 144 дана диаграмма записи скорости воздушного потока в замерной станции.

На верхней части диаграммы показаны изменения скорости движения воздуха без окна (от 1,05 до 2,1 *м/сек*), на нижней — с окном (скорость практически постоянна).

Глава X

БОРЬБА С УТЕЧКАМИ ВОЗДУХА НА РУДНИКАХ

К утечкам воздуха относятся все потери, которые происходят на пути его движения от устья воздухоподающего ствола до мест потребления. Утечками же являются притечки (подсос) воздуха «накоротко» через неплотно закрытое устье вентиляционного ствола, а также через провалы, трещины, старые выработки и дно карьеров.

Утечки и подсос воздуха имеют место (в большей или меньшей степени) во всех рудниках, достигая иногда больших размеров.

Исследования утечек воздуха, проведенные ЛГИ, КГРИ, ДГИ, ТПИ, ИГД АН Каз.ССР на металлических рудниках, показали, что на большинстве из них потери воздуха достигают свыше 50% от количества воздуха, поступающего в рудник. При этом бо́льшую часть потерь составляют утечки или подсос воздуха через зону обрушения.

Утечки воздуха вредно отражаются на работе рудника: они ухудшают проветривание очистных и подготовительных забоев, снижая тем самым добычу руды, создают ненормальные атмосферные условия; вызывают бесполезные затраты электроэнергии и способствуют самовозгоранию колчеданных руд.

Для борьбы с утечками воздуха необходимо точно определить их величину, а также установить причины, вызывающие утечки воздуха при проветривании рудника.

§ 1. Способы определения утечек воздуха

Подсос воздуха через устье вентиляционной шахты определяют в следующем порядке: замеряют количество воздуха $Q_в$ и $Q_р$, приводя затем оба объема воздуха к общепринятым стандартным атмосферным условиям:

$$Q'_р = Q_р \frac{T_0}{P_0} \frac{P}{T} = Q_р \frac{288}{760} \cdot \frac{P}{T} = 0{,}38 Q_р \frac{P}{T};$$

$$Q'_в = 0{,}38 Q_в \frac{P}{T},$$

где $Q'_р$ и $Q'_в$ — приведенные к стандартным условиям количества воздуха, поступающего в рудник и проходящего через вентилятор, *м*³/*сек*;

$Q_р$ — замеренное количество воздуха, поступающего в рудник, *м*³/*сек*;

$Q_в$ — замеренный дебит вентилятора, *м³/сек*;

T_0 и P_0 — нормальная абсолютная температура и давление воздуха ($T_0 = 288$; $P_0 = 760$ *мм* рт. ст.);

T и P — абсолютная температура и давление воздуха в пунктах, где замеряли $Q_р$ и $Q_в$.

Определяют процент подсоса воздуха

$$p = \frac{Q'_в - Q'_р}{Q'_в} \cdot 100\%.$$

Утечки воздуха через вентиляционные двери можно определить одним из следующих способов.

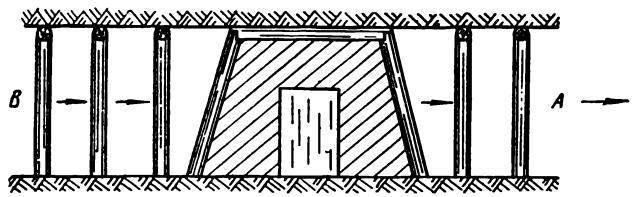


Рис. 145. Замер величины утечки воздуха через вентиляционную дверь в двух точках

1. При одновременном замере количества воздуха в пунктах A и B выработки (рис. 145) двумя замерщиками величина утечек воздуха определится как разность количеств воздуха Q_B и Q_A замеренных в точках B и A. Однако при этом способе возможны погрешности при введении поправки на способ замера, а также индивидуальные погрешности, допущенные замерщиками. Чтобы устранить их, замерщикам необходимо поменяться местами и повторять замер в этих точках 2—3 раза. Дебит воздуха в точках A и B определится как среднеарифметическое из двух или трех замеров:

$$q = \frac{Q'_B + Q''_B}{2} - \frac{Q'_A + Q''_A}{2}.$$

Этот способ рекомендуется применять при небольших количествах воздуха, проходящего мимо вентиляционного сооружения.

2. Непосредственный замер утечек воздуха через вентиляционное сооружение. Для этого в выработке, где установлены двери, сооружают временную фанерную перемычку с окном размером 0,2 × × 0,2 *м* (рис. 146). Такое сечение окна позволяет замерять количество воздуха до 5 *м³/мин*. Скорость движения воздуха замеряют анемометром на вытянутой руке с введением поправки ($k = 0{,}97$). Такая перемычка имеет незначительное сопротивление по сравнению с сопротивлением закрытых дверей и не может оказать заметного влияния на утечки воздуха.

Способ рекомендуется применять при больших количествах воздуха, проходящего мимо вентиляционного сооружения.

3. При небольших утечках воздуха через двери применяют косвенный способ измерения, который заключается в следующем. Из двух дверей (рис. 147) одну открывают так, чтобы образовалась щель с заметным движением воздуха. В этой щели анемометром измеряют количество воздуха Q', которое равно количеству воздуха Q'', проходящего через вторую плотно закрытую дверь. Одновременно измеряют депрессию через вторую дверь h_2. По замеренным значениям h_2 и Q'' подсчитывают сопротивление второй двери

$$R_2 = \frac{h_2}{(Q'')^2}, \; к\mu.$$

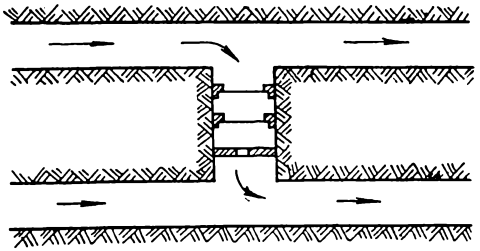


Рис. 146. Замер величины утечки воздуха через вентиляционные двери при помощи временной перемычки с окном

Затем, закрыв первую дверь, вновь измеряют перепад давления h_2' и находят искомую величину утечек воздуха

$$q = \sqrt{\frac{h_2'}{R_2}}, \; м^3/сек.$$

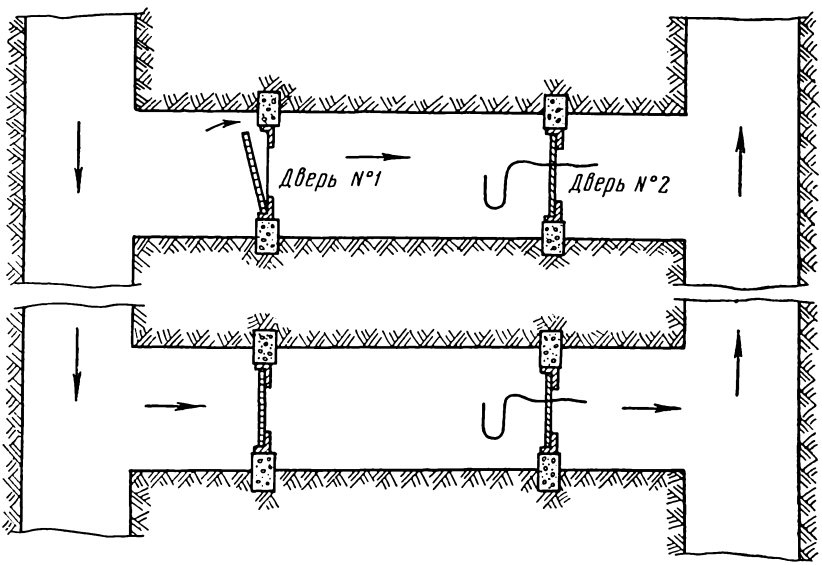


Рис. 147. Косвенный способ замера величины утечки воздуха через вентиляционную дверь

При определении утечек воздуха через вентиляционные двери выбор того или иного способа производят в зависимости от характера вентиляционного сооружения, величин предполагаемых утечек, количества воздуха, проходящего мимо вентиляционного сооружения.

Утечки воздуха через вентиляционные двери могут быть также подсчитаны по формуле

$$Q = k_д S \sqrt{h},\ м^3/сек, \qquad (107)$$

где $k_д$ — коэффициент воздухопроницаемости двери, определяемый экспериментально;

S — площадь поперечного сечения двери, $м^2$;

h — разность давлений по обе стороны двери, *мм вод. ст.*

В табл. 25 приведены значения коэффициента воздухопроницаемости дверей.

Таблица 25

Характеристика сооружения	$k_д$
Деревянные двери, обитые листовым железом, с войлочными или прорезиненными прокладками по периметру, установленными в бетонных или каменных перемычках	0,03
То же, но не обитые железом двери	0,04
Двери, установленные в чураковых перемычках, обмазанные с двух сторон глиной	0,08
То же, но тщательно оштукатуренные с обеих сторон	0,05

Утечки воздуха через глухие перемычки могут быть подсчитаны по формуле канд. техн. наук М. А. Патрушева

$$q = k_{пер} P \sqrt[n]{\frac{h}{b}},\ м^3/сек, \qquad (108)$$

где P — периметр перемычки, *м*;

$k_{пер}$ — коэффициент, характеризующий воздухопроницаемость перемычки; он численно равен количеству воздуха, просачивающегося через перемычку, отнесенному к 1 *м* ее периметра толщиной 1 *мм*;

h — разность давлений по ту и другую сторону перемычки, *мм*;

b — толщина перемычки, *м*;

n — показатель степени, величина которого зависит от режима движения воздуха через перемычку (при ламинарном режиме $n = 1$, при турбулентном режиме $n = 2$, при промежуточном $1 < n < 2$).

Приведенные М. А. Патрушевым исследования просачивания воздуха через вентиляционные перемычки показали, что течение воздуха при просачивании через глухие перемычки подчиняется квадратичному, т. е. турбулентному, закону. Поэтому при расчетах можно принимать $n = 2$. Если известной величиной является не периметр P, а площадь сечения перемычки S, то следует пользоваться формулой

$$q = k_{пер} \frac{9{,}3}{\psi} \sqrt{\frac{h}{b}},\ м^3/сек, \qquad (109)$$

где ψ — коэффициент, величина которого зависит от площади перемычки; значение его определяется по графику, приведенному на рис. 148.

Значения коэффициента воздухопроницаемости перемычки приведены в табл. 26.

Утечки воздуха через кроссинги определяются следующим образом. Измеряют количество воздуха Q_1 и Q_2 до и после кроссинга

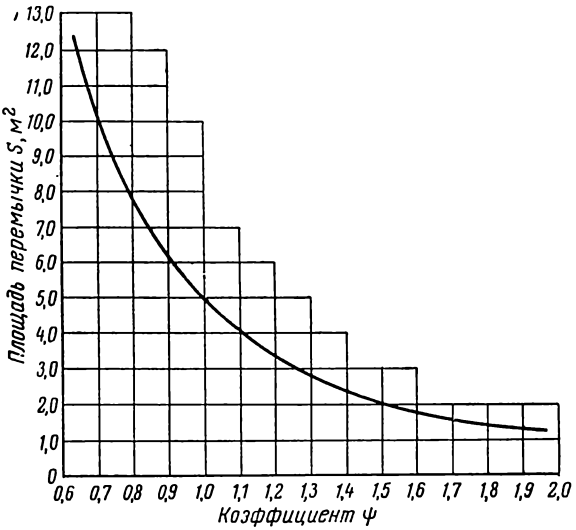


Рис. 148. График для определения коэффициента ψ при подсчете величины утечки воздуха через перемычки

Таблица 26

Тип перемычки	$k_{пер} \cdot 10^5$	
	монолитные боковые породы	трещиноватые боковые породы
Шлакобетонные, Бутобетонные	90	165
Каменные	160	280
Шлакобетонные, Кирпичные	120	215
Чураковые	260	430
Насыпные	280	—
Дощатые	360	630

в пунктах *1* и *2* (рис. 149). Разность $Q_1 - Q_2$ равна утечкам воздуха через кроссинг и двери. После этого измеряют утечки воздуха через двери в пунктах *3* и *4*. Сумма $Q_3 + Q_4$ равна утечкам воздуха через

двери. Затем определяют величину утечек воздуха через кроссинг

$$q=(Q_1-Q_2)-(Q_3+Q_4).$$

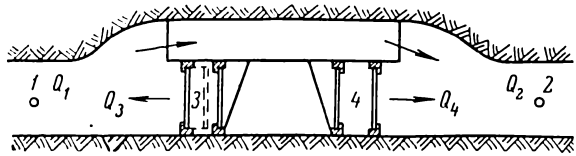


Рис. 149. Схема замера утечек воздуха через кроссинг

§ 2. Причины утечек воздуха и мероприятия по их снижению

Утечки воздуха через надшахтные здания и устья вентиляционных стволов достигают на некоторых рудниках 30—40% от дебита вентилятора. Причины: негерметичность надшахтного здания и плохая изоляция устья вентиляционного ствола шахты от поверхности. Ниже приведены мероприятия по снижению этой категории утечек воздуха.

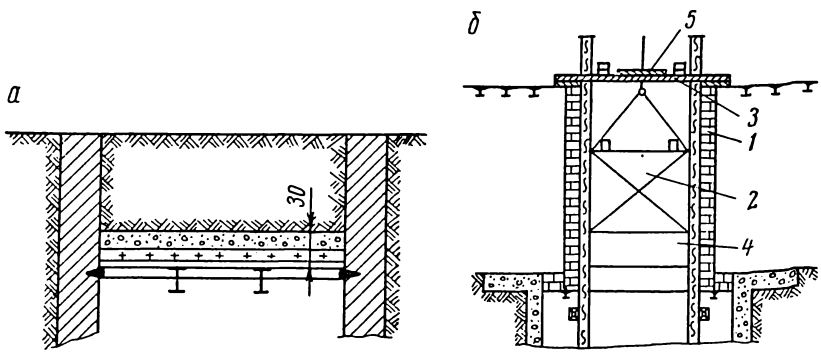


Рис. 150. Герметизация устья ствола рудника:
а — глухой полок в устье ствола; *б* — воздушный клапан

1. На вентиляционных стволах и шурфах, не используемых в качестве подъемных, необходимо устраивать глухие затворы в виде полка из двух рядов брусьев или толстых досок, соединенных между собой в шпунт, с прокладкой из толя, тонкого листового железа и засыпкой сверху слоем глины толщиной 0,3—0,4 *м*.

В стволах большого сечения перекрытия с длительным сроком службы следует устраивать из железных балок и рельсов. На рис. 150 показано устройство затвора глухого типа.

Целесообразно оставлять в полке отверстие, плотно закрываемое двумя лядами. Это делается для того, чтобы в случае необходимости можно было проникнуть в ствол.

При тщательном сооружении затворов утечки воздуха через них не превышают 5% от дебита вентилятора.

2. При использовании вентиляционного ствола шахты для подъема людей и грузов над его устьем необходимо устраивать герметическое надшахтное здание со шлюзованием приемных площадок. Шлюзы — это две плотно закрывающиеся двери, расположенные на небольшом расстоянии одна от другой; назначение шлюзов — пропускать людей и грузы без нарушения вентиляции: если одна дверь открыта, другая должна быть обязательно закрыта. Открывание и закрывание дверей должно быть механизировано. Для обеспечения достаточной герметизации надшахтного здания стены его должны быть оштукатурены снаружи; окна должны иметь двойные рамы, стекла тщательно вставлены и промазаны; отверстие в стене или крыше для прохода каната должно быть прикрыто подвижным деревянным клапаном, надетым на канат. При клетевом подъеме в тех случаях, когда надшахтное здание не имеет шлюзов, ствол шахты следует оборудовать специальными воздушными клапанами, представляющими собой упрощенное шлюзовое устройство и позволяющими производить подъем и спуск людей и грузов, не нарушая вентиляции, т. е. не создавая коротких токов между атмосферой и стволом шахты. Выполняются они (см. рис. 150, *б*) в виде крышки *3*, закрывающей отверстие для прохода клети через приемную площадку. Ствол шахты при этом герметически перекрывается от поверхности земли до уровня приемной площадки.

Клапан открывается цепями поднимающейся клети *2*, причем для облегчения его поднятия клапан снабжают небольшой крышкой *5*, открывающейся раньше клапана и служащей для выравнивания давления. Для уменьшения засасывания воздуха в момент поднятия клапана под отверстием в приемной площадке для прохода клети устраивают небольшой колодец *1*, в который клеть входит как поршень с минимальными зазорами. Колодец делают такой длины, чтобы клеть до поднятия клапана своим дном успела в него войти. Дно клети снабжается фартуком *4* размером 0,5—1 *м*; при подъеме фартук перекрывает поступление воздуха в ствол.

Утечки воздуха в канале вентилятора происходят через отверстие для шибера, через щели около клапана запасного вентилятора, перекидные клапаны для опрокидывания струи и ляды, или двери для входа в канал, а также через трещины в канале вентилятора. Причины утечек: неплотное прилегание ляд к рамам, на которые они опираются; искривление ляд; образование на клапанах льда, препятствующего их плотному закрыванию.

Для устранения утечек воздуха необходимо:

1) щели у шибера (с поверхности) закрывать небольшим щитком;

2) снабжать смотровые колодцы и все ходы в каналы двойными плотными лядами;

3) тщательным образом пригонять клапаны к их опорным рамам;

4) устранять образование наледей на раме смачиванием рам соленым раствором;

5) отдавать предпочтение таким переключающим устройствам и схемам опрокидывания, при которых клапаны давлением воздуха прижимаются к своим рамам.

На многих вентиляторных установках в качестве переключающего устройства применяют флажковую дверь, которая, однако, не обеспечивает достаточной герметичности. Под влиянием атмосферного давления она отжимается от рамы, и через образовавшиеся неплотности происходит засасывание воздуха вентилятором. Замеры, произведенные кафедрой вентиляции ЛГИ на рудниках, показали, что утечки воздуха через неплотности флажковой двери достигают

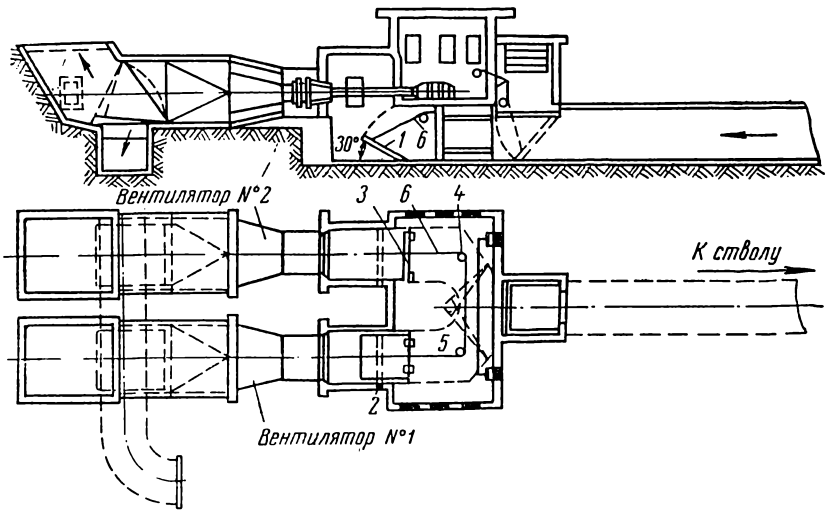


Рис. 151. Переключающееся устройство в виде двух ляд

20% и более. Флажковая дверь неудобна также и в эксплуатации, особенно в зимнее время, когда она часто обмерзает и перевод ее из одного крайнего положения в другое затрудняется.

Н. А. Паровишником и М. А. Заславским [58] предложено новое переключающее устройство (рис. 151). Вместо флажковой двери перед каждым вентилятором устанавливается по одной ляде *2* и *3*, открывающихся в сторону движения воздушной струи. В своей нижней части ляды укрепляются шарнирно к раме. Обе ляды через ролики *4* и *5* блокируются канатом *6*. У резервного вентилятора ляда находится в вертикальном положении, а у работающего под углом 25—30° — в сторону вентилятора. Для фиксирования положения открытой ляды в бетоне канала заделываются опорные деревянные брусья *1*, служащие также и амортизаторами.

На рис. 151 показано положение, когда работает вентилятор № 1. При этом ляда *2* открыта, а ляда *3* закрыта. При переходе на работу вентилятора № 2 перестановка ляд происходит автоматически под действием разности давления. При испытании этого переключающего устройства на ряде шахт были получены хорошие результаты.

Утечки воздуха через ляды были практически так малы, что не поддавались замерам анемометром.

Монтаж ляд возможен на действующей шахте без остановки вентилятора, для чего необходимо вначале смонтировать ляду в канале резервного вентилятора, а затем, включив его в работу, произвести монтаж второй ляды. После монтажа убирают флажковую дверь. Наряду с заменой флажковой двери необходимо принимать меры по уплотнению реверсивных устройств вентиляторных установок. Для лучшей герметизации атмосферная ляда должна быть укреплена так, чтобы она открывалась вверх при реверсировании. Тогда при

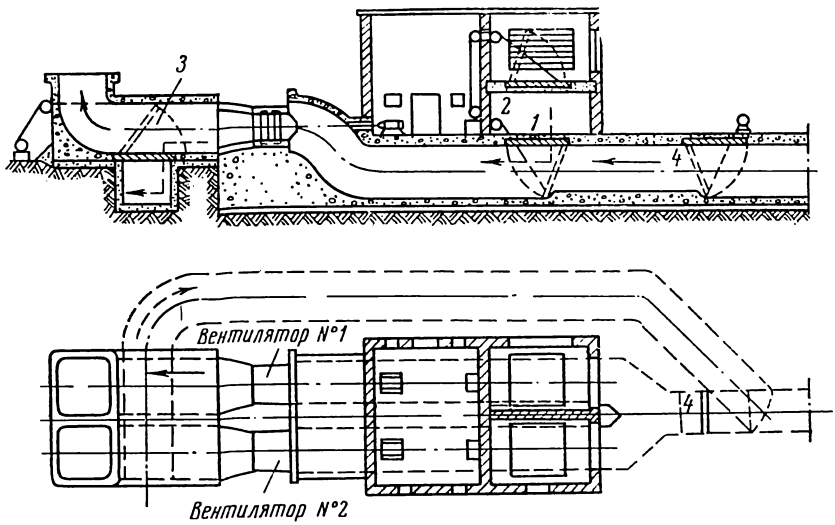


Рис. 152. Схема вентиляторной установки Южгипрошахта

нормальном направлении воздушной струи ляда будет дополнительно прижиматься к раме давлением наружного воздуха.

Повышенная надежность изоляции вентиляционного канала от наружного воздуха может быть достигнута установкой в атмосферной будке второй ляды.

Институтами Южгипрошахт и Гипроуглеавтоматизация разработаны две схемы вентиляторных установок [58]. Схема установки, предложенная институтом Южгипрошахт (рис. 152), отличается наличием атмосферных будок на каждом вентиляторе. В ней отсутствуют флажковая дверь и шиберы. Она построена на использовании системы ляд (*1*, *2*, *3* и *4*).

Схема позволяет весьма надежно осуществить реверсирование струи воздуха и переход с одного вентилятора на другой, обеспечивая при этом хорошую герметизацию.

Схема, предложенная институтом Гипроуглеавтоматизация (рис. 153), имеет одну атмосферную будку. Реверсирование струи воздуха в ней осуществляется аналогично первой схеме лядами *1*,

2, *3* и *4*, которые плотно прижимаются к рамам силой, создаваемой разностью давлений по обеим их сторонам как при работе вентилятора на всасывание, так и на нагнетание.

Переключение струи воздуха при переходе с одного вентилятора на другой производится угловой дверью *5*, которая представляет собой соединение двух дверей, расположенных под углом 125° и закрепленных на одной оси. Угловая дверь переключается автоматически струей воздуха при включении резервного вентилятора.

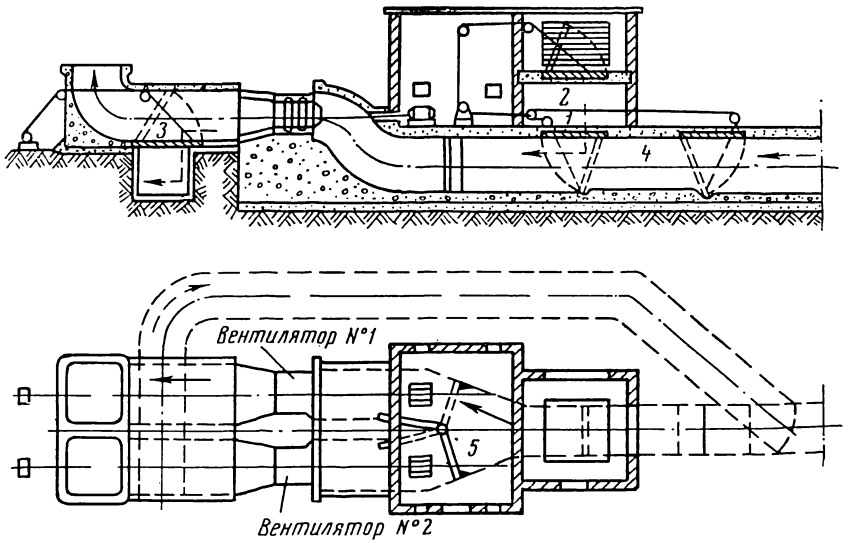


Рис. 153. Схема вентиляторной установки Гипроуглеавтоматизации

Утечки воздуха через перемычки зависят от перепада давления через них, воздухопроницаемости перемычек, их размеров и толщины. Каменные, шлакоблоковые, бутобетонные, шлакобетонные и кирпичные оштукатуренные перемычки достаточно герметичны. Однако при установке их в местах, подверженных значительному горному давлению, в породах вокруг перемычки с течением времени образуются трещины, через которые начинает просачиваться воздух.

В чураковых перемычках воздух просачивается через щели между чураками. Больше всего утечки воздуха происходят через дощатые перемычки, которые, несмотря на частые обмазки их глиной, не обеспечивают необходимую воздухонепроницаемость.

Исследование процесса просачивания воздуха через перемычку показало, что утечки происходят в основном по периметру перемычки в месте ее соприкосновения с боковыми породами.

Для уменьшения утечек воздуха рекомендуется: 1) вместо одинарных перемычек устраивать двойные с заполнением пространства между ними глиной или песком; 2) сооружать перемычки без врубов;

при устройстве вруба обычно в боковых породах возникают трещины; 3) вместо обмазки глиной штукатурить перемычки цементом.

В настоящее время разработаны и применяются новые покрытия.

Для улучшения изоляционных свойств глины к ней добавляют специальные реагенты, предотвращающие испарение воды, — хлористый кальций, поваренную соль, хлористый магний и др. Для работы в мокрых забоях применяют пасты, состоящие из смесей глины, цемента, пылеватого песка и других материалов с битумом марки БН-Ш. Весьма эффективны разработанные ЦНИЛ ВГСЧ Донбасса покрытия с жидким стеклом. Так, для покрытия боковых пород рекомендованы составы: жидкое стекло + гипс + известь + цемент + + вода — для сухих выработок (частей по объему): 0,5 + 1 + 1 + + 1 + 3; для сырых выработок *: 0,5 + 1 + 1 + 1 + 1.

Латекс-эмульсия с содержанием от 20 до 50% каучука; в качестве осадителя добавляется 5—10-процентный раствор хлористого кальция (соотношение 2 : 1). Нанесенная на поверхность смесь твердеет в течение 2—3 дней, образуя практически воздухонепроницаемую пленку толщиной 2,5 *мм*. Латекс применяют для покрытия перемычек и трещиноватых пород. Расход: на 1 $м^2$ площади перемычки 2,5—3 *кг* латекса.

Жесткая полиуретановая пена наносится в виде двух составных частей, смешивающихся при нанесении и твердеющих в течение нескольких минут; толщина слоя несколько сантиметров. Одна из составных частей — изоцианат — ядовита, поэтому при работе с этой пеной необходимо соблюдать соответствующие меры предосторожности. В табл. 27 приведены нормы утечек воздуха через двери. Эти нормы были установлены кафедрой вентиляции ЛГИ на основе обследований 50 дверей, выполненных в соответствии с требованиями Правил безопасности.

Таблица 27

Характеристика вентиляционных дверей	Депрессия, *мм вод. ст.*	Утечки, $м^3/мин$	
		через одну дверь	через две двери
Деревянные двери, установленные в бетонных и каменных перемычках	10—20, 30—40, 50 и более	9—12, 15, 20	10
То же, установленные в чураковых перемычках	10—20, 30 и более	10—15, 20	10

Утечки воздуха через кроссинги обусловлены просасыванием воздуха не только через двери, но и через перемычки, в которых они установлены, а также через неплотности в самом кроссинге.

* В состав для покрытия боковых пород в сырых выработках гипс не входит.

Расчеты и некоторые замеры показывают, что суммарные утечки через кроссинг, имеющий тщательно пригнанные плотные двери, снабженные войлочной прокладкой, хорошо оштукатуренные перемычки при тех перепадах давления воздуха, которые встречаются в рудниках, не превышают 40—50 *м*³/*мин*.

Для уменьшения утечек воздуха через кроссинги их необходимо тщательно сооружать, и они должны иметь малое аэродинамическое сопротивление.

Капитальные кроссинги, обслуживающие крыло или несколько участков рудника, должны сооружаться из камня или бетона. Участковые кроссинги могут сооружаться из металлических труб. При этом трубы должны быть сечением не менее 0,5 *м*² и иметь толщину стенок не менее 5 *мм*. Их необходимо укладывать в каменных или чураковых перемычках. Места примыкания труб к перемычкам должны периодически промазываться.

Двери кроссингов должны удовлетворять вышеприведенным требованиям для вентиляционных дверей.

Утечки воздуха через зону обрушения составляют основную часть утечек воздуха на металлических рудниках. Они вызваны наличием аэродинамической связи подземных выработок с поверхностью через обрушенные породы, трещины и старые выработки. Величина утечек воздуха через зону обрушения на некоторых рудниках весьма значительна. Так, на руднике «Заполярный» Норильского горно-металлургического комбината при ранее применяемом всасывающем способе проветривания подсос воздуха с поверхности через зону обрушения в летний период достигал 75% от дебита вентилятора. На шахте «Новая» рудоуправления им. К. Либкнехта (Криворожский бассейн) через зону обрушения и старые выработки, выходящие под карьер, подсасывалось до 65% воздуха. Такое поступление воздуха через зоны обрушения нарушает нормальное проветривание рабочих участков, создает неуправляемую схему вентиляции рудника. В условиях севера, как это имеет место на руднике Заполярный, поступление большого количества воздуха через зону обрушения в зимний период приводит к охлаждению атмосферы на рабочих местах, что исключает применение воды для пылеподавления и создает неблагоприятные атмосферные условия в руднике. В летний период поступление большого количества теплого воздуха через зону обрушения увеличивает приток воды в подземные выработки, борьба с которой в условиях отрицательных температур или температур, близких к нулю, на рабочих горизонтах весьма затруднительна.

Для уменьшения утечек воздуха через зону обрушения применяются следующие мероприятия: герметизация поверхности обрушения; изоляция очистного пространства; уменьшение сопротивления выработок, по которым проходят поступающие и исходящие воздушные струи; изменение режима работы главного вентилятора; изменение способа проветривания рудника.

Так, на шахте «Новая» рудоуправления им. К. Либкнехта значительное снижение утечек воздуха через зону обрушения было

достигнуто обрушением бортов карьера, засыпкой провалов, установкой глухих перемычек в выработках, выходящих в зону обрушения, и созданием породных пробок в восстающих и выпускных дучках отработанных блоков.

На руднике Заполярный были проведены работы по герметизации поверхности обрушения. Это достигалось засыпкой провалов горной массой со вскрышных работ на карьерах и взрыванием специально пробуренных глубоких скважин, а изоляция отработанного пространства — сооружением глухих перемычек в сети подземных выработок, соединяющихся с очистным пространством. Однако практика работы рудника показала, что произвести герметизацию поверхности зоны обрушения практически весьма трудно, а засыпать провалы и взрывать скважины, пробуренные вдоль трещин, опасно.

Наряду с выполнением этих мероприятий для уменьшения аэродинамического сопротивления рудника была проведена дополнительная выработка с вентиляционного горизонта на сбойку, идущую к наклонному вентиляционному стволу. Это способствовало уменьшению депрессии рудника и некоторому снижению подсоса воздуха через зону обрушения.

Выполнение комплекса всех этих мероприятий хотя и снизило подсос воздуха через зону обрушения, однако значительного улучшения проветривания рудников не было достигнуто.

Наиболее эффективным средством улучшения вентиляции рудников с большими площадями зон обрушения является переход на нагнетательно-всасывающий способ проветривания. При этом способе проветривания, регулируя работу всасывающего и нагнетательного вентиляторов, можно создать в районе, примыкающем к зоне обрушения, зону «нулевой» депрессии, в пределах которой не должен иметь места ни подсос, ни выход воздуха на поверхность. Однако ввиду больших размеров площади зоны обрушения, а также вследствие возникновения местных естественных тяг достигнуть полного устранения движения воздуха через обрушение было невозможно. Воздух при этом может в одной части зоны обрушения двигаться в восходящем порядке, а в другом в нисходящем, хотя и в значительно меньших количествах, чем при работе одного вентилятора.

Осуществленный по предложению ЛГИ на руднике Заполярный переход на нагнетательно-всасывающий способ проветривания позволил значительно сократить подсос воздуха через зону обрушения.

Глава XI

ПРОВЕТРИВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ИХ ПРОВЕДЕНИИ

При проведении выработки важное значение имеет правильное ее проветривание. При правильной организации проветривания выработки обеспечиваются не только нормальные санитарно-гигиенические условия работы в забое, но и возможность достижения

высоких темпов ее проведения. Для улучшения проветривания выработок при их проведении в последние годы в Советском Союзе изготовлены специальные вентиляторы самых разнообразных конструкций с большим диапазоном по расходу воздуха и напору; выпущены вентиляционные трубы малого веса с небольшим сопротивлением; улучшены методы расчета проветривания выработок по газовому и пылевому факторам.

В практике горнорудных предприятий известны следующие способы проветривания выработок при проходке: 1) с использованием общерудничной депрессии; 2) сжатым воздухом; 3) вентиляторами местного проветривания.

§ 1. Проветривание выработок с использованием общерудничной депрессии

При этом способе проветривание выработок осуществляется за счет депрессии, развиваемой вентилятором главного проветривания, или естественной тяги. При этом подвод свежего и отвод загрязненного воздуха из забоя производится различными способами: продольными перегородками, вентиляционными трубами и т. д.

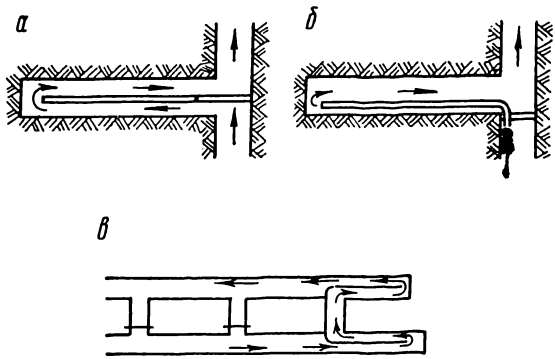


Рис. 154. Схемы проветривания глухих выработок за счет общерудничной депрессии:

а — при помощи продольной перегородки; *б* — при помощи вентиляционных труб; *в* — при помощи специально проводимой параллельной выработки.

Продольные перегородки (рис. 154, *а*) сооружают из обаполов, досок, фанеры или парусины, прибиваемых к стойкам, установленным вдоль проветриваемой выработки. Достоинство продольных перегородок: быстрота сооружения, простота ремонта и относительно низкая их стоимость. Недостатки: большие утечки воздуха и стесненные движения по выработке.

Более удобен способ подвода свежего воздуха к забою по вентиляционным трубам (рис. 154, *б*). При этом трубы не загромождают проветриваемую выработку, а для их подвески не требуется много времени.

Проветривание выработок с помощью продольной перегородки или труб применяют при сравнительно небольшой длине выработок (по Правилам безопасности длина труб или перегородки не должна превышать 60 *м*).

Проветривание с помощью специально проводимой выработки (рис. 154, *в*) заключается в следующем. Одновременно с проведением основной выработки параллельно ей проводят другую выработку, служащую для удаления загрязненного воздуха. Обе выработки через определенные расстояния соединяются между собой сбойками. После проведения новой сбойки старая заделывается каменной или чураковой перемычкой. Этот способ проветривания широко применяют при разработке угольных и реже при разработке рудных месторождений. Достоинство: возможность подать в забой сравнительно большое количество воздуха при небольшой депрессии.

§ 2. Проветривание выработок сжатым воздухом

На всех металлических рудниках для проветривания глухих выработок иногда используют энергию сжатого воздуха. На некоторых рудниках глухие забои проветривают непосредственным выпуском сжатого воздуха из воздухопровода. Этот способ проветривания отличается простотой применения, так как при этом нет необходимости в установке специального вентиляционного оборудования и в эксплуатационном его обслуживании. Однако этот способ проветривания выработок мало эффективен и имеет много недостатков: 1) не обеспечивается быстрое очищение глухой выработки по всей ее длине от вредных газов, так как количество поступающего сжатого воздуха мало по сравнению с тем количеством, которое необходимо для создания минимальной средней скорости движения воздуха (0,15 *м/сек*), обеспечивающей установившийся турбулентный режим вентиляционной струи; 2) высокая стоимость: на сжатие 1 $м^3$ воздуха расходуется электроэнергии больше, чем на подачу того же объема воздуха вентилятором. Поэтому целесообразнее энергию сжатого воздуха использовать для проветривания тупиковых выработок с помощью специальных устройств — эжекторов или пневмовентиляторов.

Эжектор — это устройство, позволяющее использовать энергию сжатого воздуха для засасывания дополнительного количества воздуха в трубопровод, установленный для проветривания глухой выработки.

Эжекторы могут быть простые и сложные. Простой эжектор представляет собой изогнутую под прямым углом трубку, вставляемую в вентиляционную трубу и снабженную на конце насадкой (соплом) с тонким отверстием, через которое выходит сжатый воздух. Сложный эжектор состоит из одного или нескольких насадков, конического смесителя и диффузора. На рис. 155 представлены конструкции сопла типовых эжекторов и двойного раструба кожуха. Сопло *1* изготовляется из круглой меди диаметром 35 *мм*, в которой

высверливается канал двойной конусности. В конце ствола, где внутренний его диаметр расширен до 27 *мм*, имеется наружная нарезка, на которую навинчивается муфта *2*, служащая для присоединения сопла к газовой трубе и для его закрепления в центре конического патрубка двойного раструба-кожуха, потому муфта снабжена крестовиной *3* (рис. 155, *а*). Двойной раструб-кожух (рис. 155, *б*) состоит из трех частей: сужающейся конической части *1*, в которой находится сопло *4*, средней цилиндрической части — горловины *2* и расширяющейся конической части — диффузора *3*. Раструб-кожух

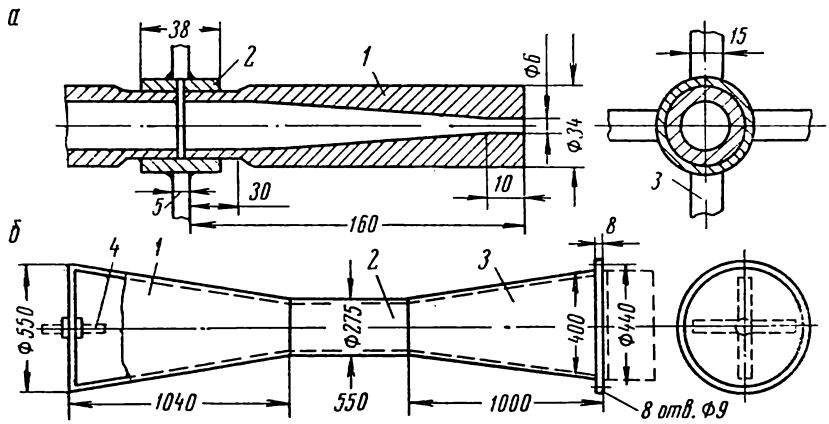


Рис. 155. Конструкции типовых эжекторов:
а — сопла; *б* — двойного раструба-кожуха

сваривается из железа толщиной 1 *мм*. Сопло к сети сжатого воздуха подсоединяют короткой (20—25 *см*) трубой диаметром 25 *мм*, которая одним концом навинчивается на муфту, другой конец трубы присоединяется к сети.

Размеры сопла и раструба-кожуха рассчитывать в каждом конкретном случае весьма сложно, поэтому установлены стандартные размеры на основе расчетов эжекторов для подачи в забой различных количеств воздуха при различных длинах выработок.

Для практических целей можно пользоваться эжекторами шести типов, размеры которых приведены в табл. 28.

Размеры патрубков, типизированных в зависимости от диаметра трубопровода, приведены в табл. 29.

Для выбора типа эжектора проф. И. М. Печук разработал специальные диаграммы (рис. 156), весьма удобные для практического пользования. На диаграммах приведены области целесообразного применения эжекторов по типам, причем отдельно для каждого из стандартных диаметров трубопровода. Эти области даны в зависимости от длины трубопровода и от количества воздуха, которое должно быть подано в забой.

Таблица 28

Элементы эжекторов	№ типового эжектора					
	I	II	III	IV	V	VI
Диаметр воздухопровода (переводной муфты), *мм*	27	27	27	27	27	27
Диаметры отверстий насадки на входе, *мм*:	27	27	27	27	27	27
в узкой части	4	5	6,5	8	10	11,3
на выходе	5	6	8	10	12	14
Наружный диаметр насадки, *мм*	34	34	34	34	34	34
Длина тела насадки, *мм*	170	160	150	140	130	120
Длина конусного отверстия, *мм*:						
на входе	160	150	135	122	110	95
на выходе	10	10	15	18	20	25
Длина резьбы (для муфты) на теле насадки, *мм*	30	30	30	30	30	30

Таблица 29

Диаметр трубопровода, *мм*	Диаметр горловины, *мм*	Длина горловины, *мм*	Диаметр раструба на входе, *мм*	Длина раструба на входе, *мм*	Диаметр раструба на выходе, *мм*	Длина раструба на выходе, *мм*	Полная длина патрубка эжектора, *мм*
300	225	450	450	870	300	700	2020
400	275	550	550	1040	400	1000	2590
500	300	600	600	1125	500	1500	3225

Пример. Требуется подобрать тип эжектора для подачи 60 $м^3/мин$ воздуха в забой выработки длиной 80 *м*. Задача решается в следующей последовательности (см. диаграммы на рис. 156):

1. Проверяют возможность применения труб диаметром 300 *мм*. Для этого на диаграмме рис. 156, *а* отыскивают точку пересечения координат $l = 80$ *м* и $Q = 60$ $м^3/мин$. На диаграмме эта точка отсутствует, следовательно, трубы диаметром 300 *мм* в данном случае не подходят.

2. Отыскивают данную точку на диаграммах рис. 156, *б* и *в*. На диаграмме рис. 156, *б* она находится в пределах области *VI*, а на диаграмме рис. 156, *в* — в пределах области *III*, следовательно, при применении труб диаметром 400 *мм* подходит эжектор *VI*, а при применении труб диаметром 500 *мм* эжектор *III*.

3. Для решения вопроса, какими трубами следует пользоваться, определяют по диаграмме рис. 156, *б'* и *в'* соответствующие расходы сжатого воздуха. При диаметре трубопровода 400 *мм* расход сжатого воздуха $Q = 6$ $м^3/мин$ (точка *А* на диаграмме рис. 156, *б'*), а при диаметре 500 *м* $Q = 3{,}2$ $м^3/мин$ (точка *В* на диаграмме рис. 156, *в'*). Преимущество труб диаметром 400 *мм* — удобство использования их, а труб диаметром 500 *мм* — меньший расход сжатого воздуха. Поэтому окончательно выбор типа эжектора производят в зависимости от дефицитности сжатого воздуха и удобства размещения труб в выработке.

Для решения задач, связанных с эффективной эксплуатацией эжекторов, проф. С. С. Смородиным (ЛГИ) разработана номограмма энергетических характеристик типовых эжекторов, показанная на рис. 157.

Энергетические характеристики выражают зависимость расхода сжатого воздуха от его давления. Эти характеристики получены опытным путем и расчетом по полуэмпирической формуле

$$Q_э = 0{,}393\alpha P_{пр}^{0{,}76}, \qquad (110)$$

где $Q_э$ — расход воздуха эжектором, *м³/мин*;

α — коэффициент, характеризующий конструкцию и размеры сопла пневмоэжектора (его значение определяется опытным путем);

$P_{пр}$ — манометрическое давление сжатого воздуха в трубопроводе перед соплом, *бар*.

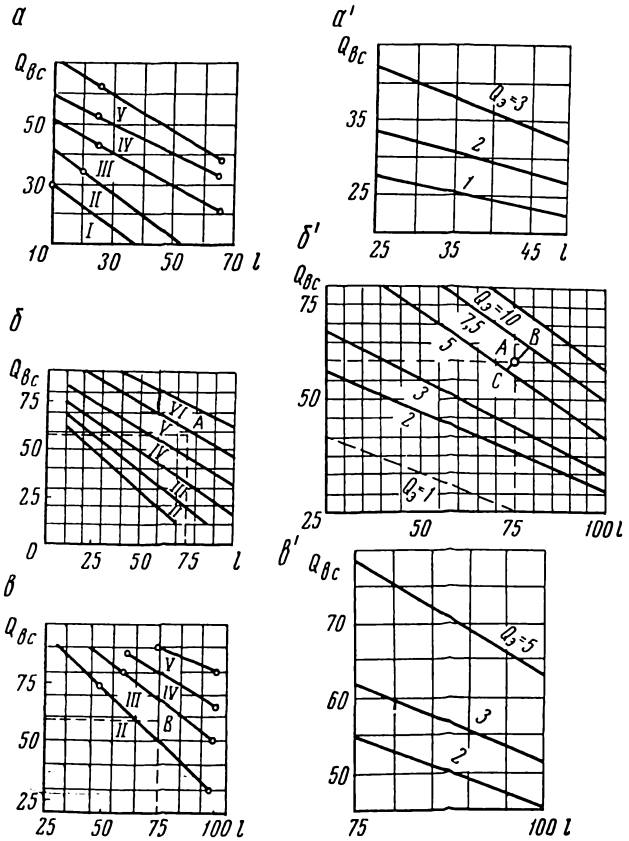


Рис. 156. Диаграммы для выбора типа эжекторов:

а — области целесообразного применения эжекторов I, II, III, IV и V типов для трубопровода ⌀ 300*мм*; *б* — то же, при применении эжекторов типов II, III, IV, V и VI для трубопровода ⌀ 400 *мм*; *в* — то же, при применении эжекторов типов II, III, IV и V для трубопровода ⌀ 500 *мм*; *а'*, *б'* и *в'* — диаграммы расхода сжатого воздуха эжектором, соответственно в трубопроводах диаметрами 300, 400 и 500 *мм*

Приведенная диаграмма энергетических характеристик эжекторов позволяет решать разнообразные задачи, связанные с проветриванием выработок эжекторами.

Пример *. Требуется подобрать типы эжекторов для проветривания тупиковой выработки, длина которой изменяется при проходке от 0 до 90 *м*. Требуемое количество подаваемого воздуха составляет 50 *м*³/*мин*. Диаметр трубопровода 400 *мм*; давление в сети сжатого воздуха 4,5 *бар*.

Проветривание данной выработки можно обеспечить:

1) последовательной заменой эжекторов; при этом вначале устанавливается эжектор типа II (см. табл. 28), при работе которого расход сжатого воздуха составит 1,3 *м*³/*мин* (рис. 157, точка *а*). Затем его заменяют эжектором типа III, расход которого составляет 2,1 *м*³/*мин* (рис. 157, точка *б*). При дальнейшей замене эжекторов последовательно на типы IV, V и VI их расход в точках *в*, *г* и *д* соответственно составит 3,2; 5 и 6,7 *м*³/*мин*.

Количество воздуха, поступающего в забой выработки, при этом будет изменяться по ломаной линии: *аа'ббв'вг'гдд'*, показанной на рис. 158 (точки *аа'* и *б* на рисунке не показаны);

2) регулированием давления сжатого воздуха; в этом случае проветривание данной выработки осуществляется двумя эжекторами. Вначале устанавливается эжектор типа IV, расход которого в каждую смену выбирается соответственно длине выработки и из расчета подачи в забой выработки 50 *м*³/*мин* воздуха. Это обеспечивается подводом к эжектору сжатого воздуха необходимого давления с помощью редукционного клапана или вентиля. Тогда при переменном давлении расход воздуха эжектора IV будет изменяться по кривой *ов* (см. рис. 157), а при переходе на тип VI эжектора — по кривой *д"д*, а количество воздуха, поступающего в забой, будет поддерживаться постоянным по линии 50 *м б'в'г'д'* (см. рис. 158). Этот способ проветривания с энергетической точки зрения менее экономичен по сравнению с первым, но это может компенсироваться меньшими затратами времени на замену эжекторов;

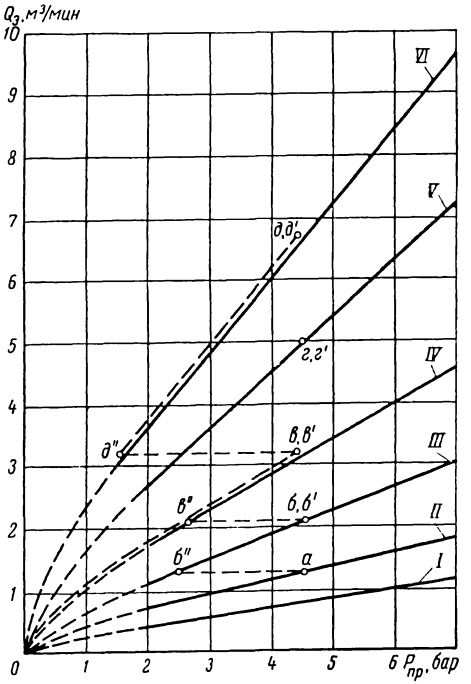


Рис. 157. Энергетические характеристики типов эжекторов:

I—III — характеристики, полученные расчетом с экспериментальной проверкой эжекторов I, II, III, IV и V — характеристики, построенные по формуле 110

3) комбинированием рассмотренных способов — последовательной заменой эжекторов и регулированием давления при работе каждого из них.

По экономическим соображениям этот способ наиболее совершенен. Расход воздуха эжекторами в этом случае будет изменяться по ломаной *аб"бв"вд"д*

* С. С. Смородин. «Расчет вентиляции глухих забоев сжатым воздухом». Записки Ленинградского горного института, т. LV, вып. I, 1968.

(см. рис. 157). Проветривание выработки (как и в предыдущем случае) осуществляется постоянным количеством воздуха.

Для эффективного применения эжекторов необходимо: хорошее уплотнение всех стыков трубопровода; соответствующее давление сжатого воздуха, поступающего в эжектор; правильная установка эжектора.

В Правилах безопасности нет указаний, на каком расстоянии должен находиться всас эжектора от исходящей струи.*

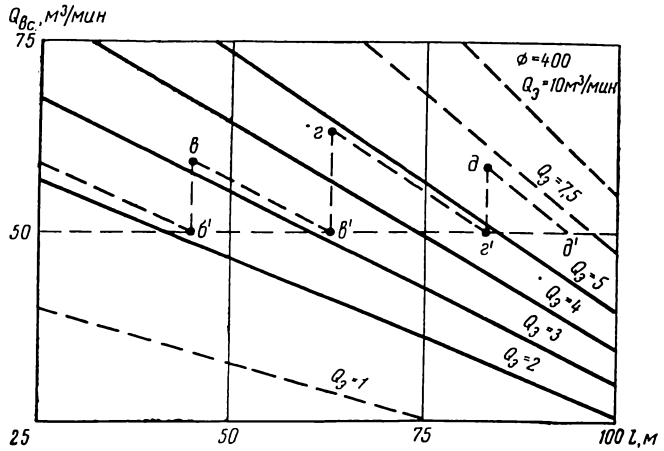


Рис. 158. Зависимость количества воздуха, всасываемого в вентиляционный трубопровод, $Q_{вс}$ (количество воздуха, подаваемого в забой) и расхода воздуха эжектором $Q_э$ от длины вентиляционного трубопровода l диаметром 400 *мм*

Преимущества эжекторов: простота их изготовления; небольшие габариты; возможность легкого регулирования количества воздуха. Недостатки: малые объемы и незначительные расстояния подачи воздуха. Сжатый воздух выгодно использовать для проветривания глухих выработок в комбинации с вентиляторами. В этом случае эжекторы являются вспомогательным средством вентиляции, а вентиляторы — основным. Сжатый воздух, попадая в призабойное пространство с высоким скоростным напором, энергично перемешивает воздушную среду забоя, способствуя тем самым быстрому засасыванию вентилятором пыле-газового облака в трубопровод.

§ 3. Проветривание глухих выработок вентиляторами и вентиляционными трубами

Проветривание глухих выработок вентиляторами и вентиляционными трубами на горнорудных предприятиях применяют как при проведении выработок значительной протяженности, так и относительно небольшой длины.

* Учитывая небольшое разрежение, создаваемое эжектором, авторы считают возможным принимать это расстояние равным 4—5 *м* (у вентилятора оно равно 10 *м*).

Успешное проветривание выработок при их проведении во многом зависит от правильного выбора вентиляционного оборудования, а также от качества монтажа и правильного его содержания. Однако проветривание глухих забоев вентиляторами и трубами на многих рудниках осуществляют еще пока недостаточно эффективно.

Для обеспечения эффективной вентиляции выработок при их проведении необходимо составить в каждом конкретном случае проект проветривания выработки. Составление проекта слагается из следующих операций: 1) выбора способа проветривания выработки; 2) определения количества воздуха, необходимого для проветривания в течение заданного времени; 3) подбора вентиляционных труб; 4) подсчета депрессии; 5) выбора вентилятора.

Ниже рассмотрены все эти операции.

Выбор способа проветривания выработки

Проветривание выработок вентиляторами и трубами может осуществляться следующими способами:

1) нагнетанием свежего воздуха в забой (рис. 159, *а*);

2) всасыванием загрязненного воздуха непосредственно из забоя (рис. 159, *б*);

3) комбинированием первого и второго способов (рис. 159, *в* и *г*).

Чаще всего на практике применяют нагнетательный способ. Преимущество этого способа заключается в более интенсивном проветривании призабойного пространства, в котором действует активная свободная струя, обусловливающая лучшее перемешивание и быстрое вымывание газовой смеси. Однако при этом способе по выработке в течение всего времени проветривания забоя движутся газообразные продукты взрыва и при значительной длине ее проветривание может продолжаться длительное время. При всасывающем проветривании газы от взрывания ВВ не распространяются по всей выработке, а удаляются по трубопроводу. Поэтому нет необходимости в удалении из выработки рабочих при ее проветривании. Однако при всасывающем способе проветривания медленно вымываются газы из призабойного пространства, так как зона действия всасываемой воздушной струи составляет всего 1—1,5 *м* от конца трубопровода, в то же время подводить трубопровод близко к забою нецелесообразно из-за опасности разрушения труб при взрывании шпуров. Все это увеличивает время проветривания призабойной части выработки.

Технически более совершенен комбинированный способ, который сочетает преимущества первого и второго способов. При этом способе проветривания применяют два вентилятора, один из которых (основной) устанавливают вблизи устья выработки (рис. 159, *в*) и он работает на всасывание, а другой (вспомогательный) у перемычки и он работает на нагнетание. Проветривание при этом осуществляют в основном всасывающим вентилятором; назначение вспомогательного — способствовать более интенсивному перемешиванию газов

и чистого воздуха непосредственно у забоя и перемещению их к всасывающему ставу труб. Вспомогательный вентилятор устанавливают на раме, став его комплектуют из прорезиненных труб, позволяющих металлическим тросом отодвигать их перед взрыванием и растягивать после взрыва.

Перемычку, служащую для устранения движения газов по выработке, устанавливают на расстоянии не более 50—70 *м* от забоя

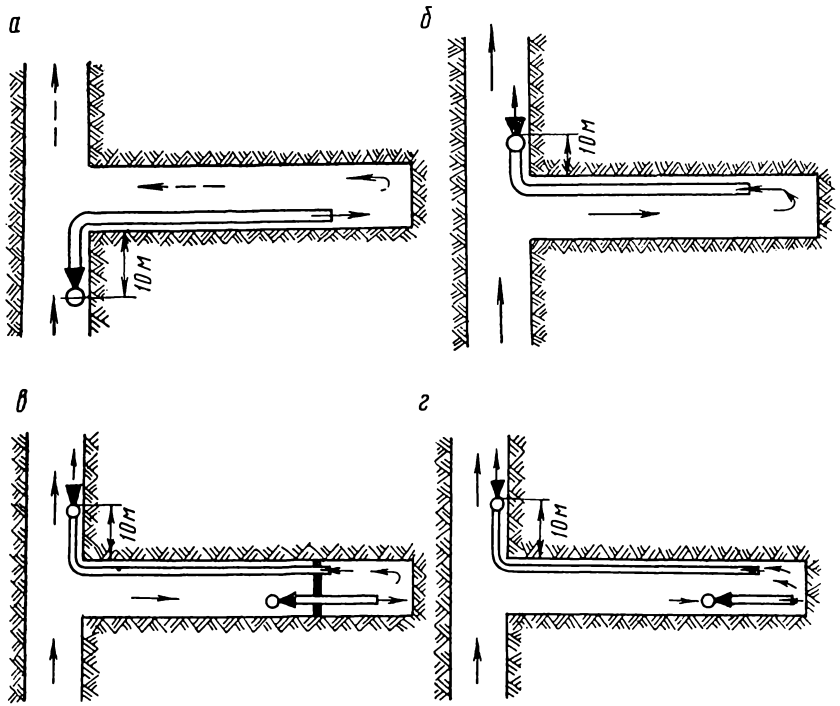


Рис. 159. Способы проветривания глухих выработок при помощи вентиляторов и труб:

а — нагнетанием воздуха в забой; *б* — всасыванием воздуха из забоя; *в* — комбинированным способом с применением перемычки; *г* — комбинированным способом без применения перемычки

Для устранения обратного засасывания воздуха нагнетательным вентилятором производительность всасывающего вентилятора принимается на 10% выше, чем нагнетательного.

Комбинированный способ проветривания двумя вентиляторами можно осуществлять и без перемычки (рис. 159, *г*), при этом производительность всасывающего вентилятора необходимо принимать на 30% больше, чем нагнетательного.

Известны также и другие варианты комбинированного способа проветривания выработок. На некоторых рудниках проветривание тупиковых выработок осуществляют с использованием одновременно

вентиляторов и сжатого воздуха. При этом сжатый воздух выпускается из трубопровода в призабойное пространство непосредственно через шланги. Однако выше была отмечена малоэффективность проветривания выработок непосредственно выпуском сжатого воздуха из магистрали.

В данном случае сжатый воздух турбулизует воздушный поток, поэтому целесообразно использовать сжатый воздух, выпуская его через эжектирующие насадки, навинченные на концы буровых шлангов. Такие насадки с выходным отверстием диаметром 5 *мм* обеспечивают высокую скорость движения выходящей воздушной струи, за счет чего ускоряется очищение призабойного пространства от вредных газов.

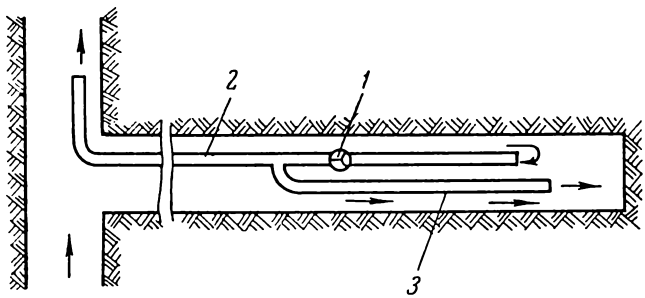


Рис. 160. Комбинированный способ проветривания с рециркуляционным побуждением

Возможны также следующие два варианта комбинированного способа:

1) проветривание одним вентилятором, работающим вначале на всасывание, а затем на нагнетание; при этом реверсирование вентилятора производят специальным устройством, выполненным в виде обводных труб с заслонками, при помощи которых регулируется направление движения струи;

2) проветривание одним вентилятором, работающим одновременно на нагнетание и всасывание (комбинированный способ с рециркуляционным побуждением) [20]. При этом варианте на расстоянии 50—70 *м* от забоя устанавливается вентилятор *1*, работающий на отсасывание (рис. 160); от нагнетающего трубопровода *2* ответвляется трубопровод рециркуляционного побуждения *3*, работающий также на нагнетание. Однако здесь возможно загазирование забоя. Для предупреждения этой опасности необходимы точный расчет проветривания и постоянный контроль за вентиляционным режимом.

Оба эти варианта весьма сложны в эксплуатации. Достоинства: быстрота проветривания выработки и возможность ведения в ней работы за пределами перемычки или загазованной ее части в момент проветривания.

Не все рассмотренные способы проветривания одинаково применяют при проведении горных выработок. Так, на угольных и на рудных газовых шахтах применяют только нагнетательный способ проветривания, так как на них по Правилам безопасности не рекомендуется использование всасывающего и комбинированного способов проветривания.

Нагнетательный способ чаще всего используют при проведении коротких выработок. В последние годы в связи с внедрением на металлических рудниках современных вентиляционных средств проветривания этот способ широко применяют также для проветривания и выработок значительной протяженности.

Всасывающий способ без использования сжатого воздуха применяют сравнительно реже. Это объясняется невозможностью устанавливать трубопровод близко к забою выработки, значительным временем проветривания при большом отставании от забоя конца воздухопровода, а также и более высокими потерями воздуха в трубопроводах.

Комбинированные способы проветривания рекомендуется применять в выработках большой длины при проведении их скоростными методами.

Выбор того или иного способа проветривания должен решаться каждый раз с учетом конкретных возможностей и условий рудника.

Определение количества воздуха

Количество воздуха, необходимое для проветривания, определяется: по расходу ВВ; по пылевому фактору; по выделению углекислого газа или метана. Из полученных трех значений выбирается наибольшее и проверяется на минимально допустимую скорость движения воздуха по выработке.

Подсчет количества воздуха по расходу ВВ производится по формулам докт. техн. наук В. Н. Воронина, докт. техн. наук П. И. Мустеля и проф. А. И. Ксенофонтовой. Для рассмотренных способов проветривания ими предложены следующие формулы.

1. Нагнетательное проветривание:

формула В. Н. Воронина

$$Q_{н} = \frac{7{,}8}{t} \sqrt[3]{AV^2}; \qquad (111)$$

формула П. И. Мустеля

$$Q_{н} = \frac{21{,}4}{t} \sqrt{AV}; \qquad (112)$$

формула А. И. Ксенофонтовой

$$Q_{н} = \frac{250}{t} \sqrt{\frac{AV}{75+A}}, \qquad (113)$$

где $Q_{н}$ — количество воздуха, нагнетаемого в призабойное пространство, без учета его потерь через неплотности в вентиляционных трубах, $м^3/мин$;

A — количество ВВ, расходуемого в забое за один цикл взрывания, *кг*;

V — объем проветриваемой выработки, $м^3$;

t — время, в течение которого при нагнетании воздуха в глухую выработку в количестве $Q_н$ концентрация ядовитых продуктов взрыва (окись углерода, окислы азота и т. д.) снизится до 0,008% по объему при пересчете на условную окись углерода (по Правилам безопасности такое снижение должно быть достигнуто в течение не более 30 *мин*).

В длинных выработках концентрация ядовитых газов (по наблюдениям В. Н. Воронина) уменьшится до нормы уже на некотором расстоянии от забоя (эта длина названа им *критической*). Поэтому рекомендуется в приведенных формулах объем указанных выработок определять, исходя из критической длины, которая меньше полной длины ее выработки (формула В. Н. Воронина)

$$l_{кр} = 450 \frac{A}{S}.$$

В приведенных формулах количество условной окиси углерода, образующееся при взрывании 1 *кг* ВВ, принято равным 40 *л*. Фактически, как это установлено исследованиями В. А. Ассонова и Б. Д. Росси, количество условной окиси углерода, образующейся из 1 *кг* ВВ, в зависимости от условий взрывания колеблется в широких пределах, достигая в некоторых случаях до 145,3 *л/кг*. В связи с этим следует все три формулы дополнить коэффициентом, учитывающим влияние фактического газовыделения на точность определения $Q_н$ [20]. С учетом этого коэффициента формулы (111), (112) и (113) могут быть представлены в следующем виде:

$$Q_п = k_1 \frac{7{,}8}{t} \sqrt[3]{AV^2} = \frac{2{,}3}{t} \sqrt[3]{AV^2 b_ф}; \qquad (111')$$

$$Q_п = k_2 \frac{21{,}4}{t} \sqrt{AV} = \frac{3{,}38}{t} \sqrt{AV b_ф}; \qquad (112')$$

$$Q_п = k_2 \frac{250}{t} \sqrt{\frac{AV}{75+A}} = \frac{35{,}4}{t} \sqrt{\frac{AV}{75+A} b_ф}; \qquad (113')$$

$$k_1 = \sqrt[3]{\frac{b_ф}{b}} = \sqrt[3]{\frac{b_ф}{40}};$$

$$k_2 = \sqrt{\frac{b_ф}{b}} = \sqrt{\frac{b_ф}{40}},$$

где $b_ф$ — фактическое количество ядовитых газов, образующихся при взрывании 1 *кг* ВВ, в пересчете на условную окись углерода (определяется опытным путем или из табл. 30), *л/кг*;

b — количество условной окиси углерода, образующейся при взрывании 1 *кг* ВВ, принятое по Правилам безопасности равным 40 *л*.

Количество ядовитых газов, образующихся при взрывании 1 *кг* различных ВВ, в пересчете на условную окись углерода * приведено в табл. 30.

Таблица 30

ВВ	Руда					
	апатито-нефелиновая	ийолит уртитовые породы	мартитовая	джеспилиты	медно-колчеданная	кварцево-альбитовые порфироиды
Аммонит № 6 патронированный	23.1	14,3	58,8	145,3	26,8	60,6
Аммонит № 6 прессованный	51,15	14,34	63,5	143,0	31,0	82,2
Аммонит № 7	28,0	17,86	55,7	127,0	34,6	77,9
Динафталит	23,52	15,56	73,8	105,5	58,6	51,3
Аммонит № 8	20,2	—	118,0	—	—	67,2
Аммонит АП-1	14,44	19,6	81,3	65,4	10,42	33,2
62%-ный динамит	—	—	59,2	—	—	—

Следует также отметить, что результаты подсчета количества воздуха по приведенным выше формулам могут быть справедливы только при расстоянии конца вентиляционного трубопровода от забоя, не превышающем зоны действия свободной струи.

Это расстояние для формулы (111) должно удовлетворять условию

$$l \leqslant 0{,}5\sqrt{S}\left(1+\frac{1}{2a}\right), \text{ м}, \qquad (114)$$

где a — коэффициент структуры свободной струи, равный 0,06 для новых труб и 0,08 для старых;

S — сечение выработки, $м^2$.

Для формулы (112) и (113) их авторы рекомендуют величину этого расстояния принимать

$$l \leqslant 6\sqrt{S},$$

а оптимальные его значения

$$l_{оп} \leqslant 2\sqrt{S}.$$

Подсчитанное количество воздуха должно проверяться на минимальную скорость движения воздуха, которая, согласно Правилам безопасности, не должна быть менее 0,15 *м/сек*.

2. Всасывающее проветривание:

* По данным В. А. Ассонова и Б. Д. Росси.

Формула В. Н. Воронина

$$Q_{вс} = \frac{18}{t}\sqrt{ASl_{з.о}},\ м^3/мин, \qquad (115)$$

где $l_{з.о}$ — длина зоны отброса газов в момент взрывания шпуров, *м*; она определяется опытным путем или по следующей приближенной формуле:

$$l_{з.о} = 2{,}4A + 10.$$

Формула А. И. Ксенофонтовой

$$Q_{вс} = \frac{13{,}5}{t}\sqrt{AS\left(15 + \frac{A}{5}\right)} = \frac{6}{t}\sqrt{AS(75 + A)}, \qquad (116)$$

где множитель $\left(15 + \frac{A}{5}\right)$ — соответствует длине зоны отброса газов.

С учетом поправки на фактическое количество условной окиси углерода при взрывании ВВ формулы (115) и (116) могут быть представлены в следующем виде:

$$Q_{вс} = \frac{18k}{t}\sqrt{ASl_{з.о}} = \frac{2{,}83}{t}\sqrt{ASb_{ф}l_{з.о}}; \qquad (115')$$

$$Q_{вс} = \frac{6k}{t}\sqrt{AS(75 + A)} = \frac{0{,}95}{t}\sqrt{ASb_{ф}(75 + A)}; \qquad (116')$$

$$k = \sqrt{\frac{b_{ф}}{b}} = \sqrt{\frac{b_{ф}}{40}}$$

Так же как и при нагнетательном способе проветривания, результаты подсчета количества воздуха по формулам (115) и (116) справедливы только при условии, что расстояние l конца става труб от забоя не превышает:

$l \leqslant 0{,}5\sqrt{S}$ для формулы (115);

$l \leqslant 3\sqrt{S}$ для формулы (116).

Следует иметь в виду, что подсчитанные по этим формулам количества воздуха при малых расходах ВВ и относительно больших сечениях выработок не обеспечивают установленную Правилами безопасности минимально допустимую скорость движения воздушной струи — 0,15 *м/сек*. В этих случаях количество воздуха при всасывающем способе проветривания должно определяться по формуле

$$Q_{вс} = v_{min}S,$$

где v_{min} — минимальная скорость движения воздуха, принимается согласно Правилам безопасности равной 0,15 *м/сек*.

3. При комбинированном проветривании. Количество воздуха для нагнетательного вентилятора с учетом влияния фактического газовыделения подсчитывается:

по формуле В. Н. Воронина

$$Q_к = \frac{2{,}3}{t}\sqrt[3]{AS^2l^2b_ф}, \qquad (117)$$

где l — расстояние от забоя до перемычки или до конца всасывающего трубопровода, *м*;

по формуле А. И. Ксенофонтовой:

для случаев, когда расстояние от забоя до перемычки менее 50 *м*,

$$Q_к = \frac{2{,}45}{t}\sqrt{ASb_ф}; \qquad (118)$$

для случая, когда это расстояние равно 50 *м* или когда перемычка отсутствует,

$$Q_к = \frac{17{,}7}{t}\sqrt{\frac{Ab_ф}{15+\frac{A}{5}}} \qquad (119)$$

Количество воздуха, засасываемого во всасывающий воздухопровод, должно быть больше дебита нагнетательного вентилятора на 10% при наличии перемычки и на 30% в случае ее отсутствия.

Дебит всасывающего вентилятора определяется с учетом подсоса воздуха в воздухопроводе.

Для подсчета количества воздуха при комбинированном способе проветривания одним вентилятором, работающим через перемычку, рекомендуется формула проф. П. И. Мустеля

$$Q_к = \frac{2Sl+2sL_{тр}+3{,}5\sqrt{ASl}}{t}, \qquad (120)$$

где s — площадь сечения трубопровода, $м^2$;

$L_{тр}$ — длина трубопровода, *м*;

l — расстояние от забоя до перемычки, *м*.

Время, отводимое на режим всасывания, определяется по формуле

$$t_{вс} = \frac{2Sl+sL_{тр}}{Q_к}, \text{ мин.}$$

Подсчет количества воздуха по газовыделению. Количество воздуха, необходимое для разжижения метана до предельно допустимой концентрации, определяется исходя из условия, чтобы его содержание в воздухе не превышало 1%:

$$Q_{CH_4} = 100G_{CH_4}, \qquad (121)$$

где G_{CH_4} — абсолютное газовыделение в выработку (определяется замером или принимается по данным газовыделения смежных участков), $м^3/мин$.

Количество воздуха, необходимое для разжижения углекислого газа до допустимой концентрации, определяется по формуле

$$Q_{CO_2} = \frac{10 G_{CO_2}}{144c}, \qquad (122)$$

где G_{CO_2} — количество углекислого газа, выделяющегося в выработке в течение суток, $м^3$;

c — допустимое содержание углекислого газа, по Правилам безопасности $c = 0{,}5\%$, %.

Подсчет количества воздуха по пылевому фактору. Известны следующие способы подсчета количества воздуха по пылевому фактору: 1) по эффективной скорости движения воздуха; 2) по числу одновременно работающих перфораторов; 3) по интенсивности пылеобразования.

Исследованиями установлено, что в горизонтальных проходческих выработках в зависимости от конкретных условий (интенсивности пылеобразования, мероприятий по пылеподавлению и т. п.) проветривание может осуществляться эффективно при обеспечении скорости движения воздуха от 0,2 до 0,5—0,7 *м/сек* и выше.

По данным докт. техн. наук В. В. Недина, при всасывающем способе проветривания и нормализованном бурении одним перфоратором по крепким кварцитам и расстоянии конца вентиляционной трубы от забоя не более 6 *м* скорость движения воздуха по выработке должна быть не менее 0,6 *м/сек*; при нагнетательном проветривании — 0,2 *м/сек*. При одновременном бурении и погрузке вагонеток скорость движения воздуха рекомендуется принимать: в однопутевой выработке — не менее 0,4 *м/сек*, а в двухпутевой — не менее 0,2—0,3 *м/сек*.

Аналогичные значения скорости движения воздуха были получены объединенной пылевой лабораторией ИГД АН Каз. ССР и Казахского ГМИ. В горизонтальных выработках при мокром бурении одним перфоратором 0,4 *м/сек*, а уборке породы 0,2 *м/сек*; при бурении одним перфоратором и одновременной уборке породы 0,55 *м/сек*; то же при бурении двумя перфораторами 0,9 *м/сек*.

В восстающем при бурении телескопным перфоратором скорость движения воздуха составляет 1 *м/сек*.

Приведенные скорости движения воздуха должны рассматриваться как ориентировочные, так как их эффективность значения даже при одной и той же интенсивности пылевыделения могут отличаться друг от друга в зависимости от типа выработки, ее размеров и т. д.

По числу одновременно работающих перфораторов количество воздуха, необходимое для выноса витающей пыли (по предельно допустимой концентрации), можно подсчитать с достаточной для практического пользования точностью, принимая норму воздуха на один молоток от 1 до 1,2 $м^3/сек$.

По интенсивности пылеобразования. Количество воздуха при непрерывном пылевыделении подсчитывается по формуле

$$Q_{\text{ц}} = \frac{G}{n - n_0}, \; м^3/сек, \qquad (123)$$

где G — количество пыли, выделяющейся в единицу времени, *мг/сек*;
n_0 — запыленность воздуха, поступающего для проветривания выработки, *мг/м*^{3};
n — предельно допустимая концентрация пыли в воздухе, *мг/м*^{3}.

Подбор вентиляционных труб

Для проветривания проходческих выработок применяют металлические, матерчатые (из прорезиненной ткани), фанерные трубы, а также в последнее время трубы из разных искусственных материалов. Каждый из этих видов труб имеет свои достоинства и недостатки.

1. Металлические трубы прочны и при благоприятных условиях служат продолжительное время. Трубопровод из металлических труб можно применять как при работе на нагнетание, так и на всасывание. Однако металлические трубки громоздки, имеют большой вес, неудобны при монтаже. Это вынуждает пользоваться более короткими звеньями (обычно 2—3 *м*), а следовательно, трубопроводом с большим количеством стыков, где наблюдается большая утечка воздуха. Чем больше стыков, тем больше и утечки воздуха, особенно при плохом качестве сборки труб. Кроме того, металлические трубки коррозируют, и в условиях, например, колчеданных рудников под действием кислотных вод они быстро выходят из строя.

Металлические трубы изготовляют из листового железа или стали, толщина которых зависит от их диаметра. ГОСТом предусматриваются следующие диаметры этих труб: 400, 500, 600, 700, 800, 900 и 1000 *мм*.

На практике применяются трубы диаметром от 300 до 600 *мм* и реже трубы большего диаметра.

Аэродинамический коэффициент сопротивления металлических труб в зависимости от их диаметра может приниматься от 0,0003 до 0,0005. Для расчетов удобнее пользоваться значениями их сопро-

Таблица 31

Скорость движения воздуха в трубопроводе, *м/сек*	Диаметр труб, *мм*					
	300	400	500	600	800	1000
5	105—125	23—28	7,3—8,8	2,8—3,3	0,6—0,7	0,16
10	97—117	21,4—25,6	6,7—8,1	2,5—3	0,56—0,67	—

тивления (в $k\mu$), которые приведены в табл. 31 (для участков трубопроводов длиной 100 *м*).

Меньшие значения сопротивления относятся к прямолинейным трубопроводам, собранным из новых труб.

Важным условием эффективного проветривания проходческих выработок является хорошая герметизация соединений отдельных звеньев трубопровода. Известно несколько способов соединения металлических труб: по типу водосточных труб, муфтовое, ленточное, фланцевое, бандажное и др.

Соединение по типу водосточных труб, хотя и просто в использовании, но имеет существенные недостатки и поэтому на рудниках не применяется.

Соединение вентиляционных труб конической муфтой показано на рис. 161. Это соединение состоит из конической муфты *1*, внутри которой имеется кольцеобразное углубление, и трубы *3* с резиновым кольцом *2* диаметром 16 *мм*, расположенным в кольцеобразной канавке на конце второй трубы на расстоянии 25 *мм* от ее конца.

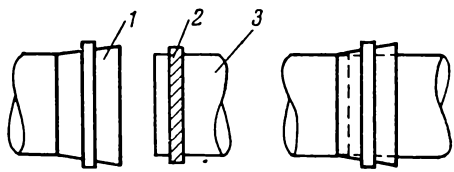


Рис. 161. Соединение вентиляционных труб конической муфтой

Принцип сборки труб весьма прост. Конец трубы *3* вставляется в конец трубы с конической муфтой *1*; при этом резиновое кольцо *2* автоматически входит в кольцеобразное углубление муфты и образует плотное соединение. Испытание этого способа соединения показало, что утечки воздуха в трубопроводе длиной 176,3 *м*, собранном из труб длиной 3,75 *м* и диаметром 375 *м*, составляли всего 6—7%. На сборку трубопровода было затрачено всего 2 *ч* 40 *мин*, т. е. в среднем 3,5 *мин* на каждую секцию.

На рис. 162 показаны различные типы фланцевых соединений труб. Фланцевые соединения хотя имеют бо́льшую стоимость, но значительно эффективнее муфтовых или соединений по типу водосточных труб — трубы легче устанавливаются и ремонтируются; утечки воздуха при таком соединении меньше, особенно, если уплотняющие прокладки будут из резины или специально обработанного картона.

На рис. 163 показаны соединения с помощью резиновых бандажей. Первый тип соединения (рис. 163, *а*) применяют на шахтах Бельгии. На концы вентиляционных труб, усиленных приваренными к ним металлическими кольцами, надевают резиновую манжету *1*, плотно прилегающую к трубам. Механическая прочность соединения обеспечивается тремя-четырьмя штырями *2*, приваренными к одной из труб и входящими при сборке внутрь другой трубы.

Второй тип соединения (рис. 163, *б*) применяют в ФРГ. Он характеризуется наличием металлической муфты *1*, которая заходит в обе соединяемые трубы, металлического кольца из толстой проволоки *2*, заделанного в отогнутые концы трубы, резиновой манжеты, специальной формы с утолщениями по краям.

На некоторых металлических рудниках Урала, Норильска, комбината «Апатит» и т. д. широко применяют фанерные многослойные трубы, изготовленные заводами деревообрабатывающей промышленности. Длина трубы 6,7 *м*, внутренний диаметр 300 *мм*, толщина стенки 10 *мм*, вес 1 *м* — 10 *кг*.

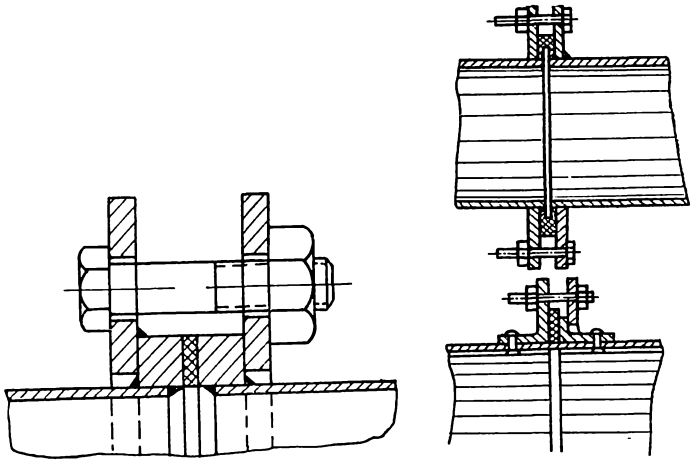


Рис. 162. Различные виды фланцевого соединения вентиляционных труб

Внутренние и наружные поверхности труб имеют защитное покрытие этиленовым лаком. Трубы соединяют на прямых участках фанерными кольцевыми муфтами, а на поворотах — металлическими коленами. Фанерные многослойные трубы обладают достаточно высокой прочностью, малым аэродинамическим сопротивлением (α = 0,00023 — 0,00025), имеют относительно большой срок службы, удобны в обращении. Однако малый диаметр труб, выпускаемых заводами в настоящее время, позволяет применять их в выработках небольшой протяженности с незначительным расходом воздуха.

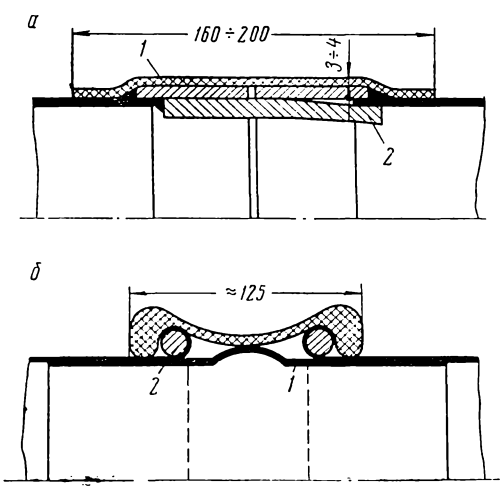


Рис. 163. Бандажное соединение труб

Трубы из прорезиненной ткани изготовляют из хлопчатобумажной ткани, покрытой с обеих сторон тонким слоем резины. Толщина ткани 0,8—1,2 *мм*, сопротивление разрыву 25 *кГ/см*^{2}, что позво-

ляет использовать их при следующих напорах: при диаметре 500 *мм* — 750 *мм вод. ст.* и при диаметре 600 *мм* — 600 *мм вод. ст.* Изготовление труб стандартизировано (типы М и МУ*). Отечественными заводами выпускают трубы указанных типов диаметром 400, 500 и 600 *мм*. При этом основные звенья труб изготовляют длиной 20 *м*, а дополнительные (разменные) в комплекте длиной 5 и 10 *м*.

Преимущества трубы из прорезиненной ткани: небольшой вес (в среднем их вес в 15 раз меньше металлических труб); удобны при транспортировании; имеют значительно меньшее число стыков, так как трубопровод составляется из более длинных звеньев (20 *м*); относительно простая конструкция соединений отдельных звеньев; эластичность трубопровода, который легко следует за изгибами выработок при больших радиусах поворота; возможность оттягивания конца труб от забоя перед взрыванием и подведения к забою после взрыва для более совершенного проветривания.

Недостатки: легкость повреждения, особенно при небрежном уходе и хранении; относительно небольшой срок службы (1—1,5 года при нормальных условиях эксплуатации и 5—6 месяцев при воздействии кислых шахтных вод и плохом уходе); невозможность их применения при всасывающем способе проветривания выработок; зависимость герметичности трубопровода от напора воздуха; при малой величине напора стыки труб обладают плохой герметичностью и пропускают много воздуха; к тому же возрастает и сопротивление трубопровода из-за провисания труб и образования складок. Однако трубы из прорезиненной ткани в настоящее время еще широко применяются во многих шахтах. При определенных условиях (достаточный напор и отсутствие повреждений) трубы работают хорошо, с меньшими утечками воздуха, чем металлические трубы.

В табл. 32 приведены величины аэродинамического сопротивления нормально натянутых прорезиненных труб (по данным Г. М. Леви).

Таблица 32

Диаметр труб, *мм*	Аэродинамическое сопротивление (R) при длине трубопровода, *м*								
	100	200	300	400	500	700	1000	1200	1500
400	30	56	81	102	123	—	—	—	—
500	10	18	26	33	40	53	64	72	76
600	4	7	10	13	15,5	20	24,4	27,4	28,8

При недостаточном натяжении труб значения аэродинамического сопротивления трубопроводов следует умножать: при слабо натянутом трубопроводе со значительными складками на 1,25, а при плохо подвешенном трубопроводе на 3,5.

* Матерчатые усиленные.

Соединение прорезиненных труб очень простое и производится эластичными пружинящими стальными кольцами, заделанными в торцы труб. При монтаже трубопровода замочное кольцо одной трубы слегка сжимается руками и под наклоном вкладывается в другую трубу через замочное кольцо, затем кольца подтягиваются друг к другу, образуя плотный стык. Подвеску труб в выработках осуществляют прикрепленными к продольному их гребешку крючками желобчатой формы.

Текстовинитовые трубы предложены и разработаны УкрНИИОМШСом и изготовляются из ткани типа плащ-палатки, покрытой с одной стороны или с обеих сторон полихлорвиниловой пластмассой. Для предохранения ткани от разрушения (гниения) трубы после изготовления снаружи покрываются эмалью ПХМ-23. Такая обработка ткани придает ей полную воздухо- и водонепроницаемость, ткань достаточно прочна; труба из такой ткани выдерживает давление воздуха до 600 *мм вод. ст.* Изготовляют текстовинитовые трубы звеньями длиной 10 и 5 *м*, диаметром 500, 600, 700 и 800 *мм*.

Соединение звеньев между собой производится металлическими муфтами, представляющими собой отрезок металлической трубы длиной 150—200 *мм*, к краям которой приварены кольца из круглых прутьев диаметром 10 *мм*. На эту муфту натягиваются концы соединяемых труб с таким расчетом, чтобы одна труба перекрывала другую, после чего концы труб прижимаются к муфте металлическим хомутом. Такое соединение обеспечивает хорошую герметичность.

Текстовинитовые трубы значительно легче металлических. Аэродинамическое сопротивление их намного меньше, чем у металлических и прорезиненных труб. Ниже приведены значения коэффициента α текстовинитовых труб по данным лаборатории вентиляции УкрНИИОМШС.

Диаметр труб, *мм*	500	600	700	800
Коэффициент α	0,00016	0,00015	0,00013	0,00013

Текстовинитовые трубы (как и трубы типа М) могут легко повреждаться острыми предметами. Но они более стойки в отношении агрессивных сред и долговечны в мокрых выработках. Срок службы текстовинитовых труб из одностороннего текстовинита 12—15 месяцев, а из двустороннего текстовинита в 2 раза больше.

Институтом УкрНИИОМШС разработаны также вентиляционные трубы из пластиката. Пластикат представляет собой [96] гибкую пластмассу, изготовляемую на основе полихлорвиниловой смолы в виде листов толщиной 1,2—1,5 *мм* и размерами 1100 × 1000 *мм*. Пластикат имеет хорошую эластичность даже при низкой температуре воздуха (—20° С) и значительную прочность на разрыв (не менее 100 $кГ/см^2$). Он очень стоек в отношении агрессивных сред и совершенно воздухонепроницаем. Соединение труб из пластиката такое же, как труб из текстовинита.

Для проветривания выработок при наличии агрессивной среды (кислая вода) институтом ЦНИГРИ предложено применять бумажно-

бакелитовые трубы. В соответствии с техническими требованиями института ЦНИГРИ, составленными с учетом специфики работы этих труб в шахтных условиях, была изготовлена опытная партия бакелитовых труб диаметром 470 и 600 *мм*. Испытания труб проводились на Дегтярском руднике. Фасонные детали (угольники, колена, тройники и т. д.) изготовляли на руднике из этих же труб. Трубы между собой соединяли резиновыми муфтами шириной 300 *мм*, толщина резины 3 *мм*.

Длительные испытания этих труб на Дегтярском руднике показали их хорошие эксплуатационные качества. Коэффициент аэродинамического сопротивления их в 2 раза ниже, чем металлических труб, и для труб диаметром 470 *мм* он составляет 0,000169.

Выбор диаметра труб и определение утечек воздуха. При выборе трубопровода для каждого конкретного случая следует учесть, что чем больше его диаметр, тем меньше его сопротивление движению воздуха и меньше утечки воздуха в стыках. Однако применение труб очень большого диаметра загромождает выработки, значительно удорожает и усложняет монтаж трубопровода. Трубы малого диаметра легче и удобнее в обращении, но они обладают большим аэродинамическим сопротивлением и требуют значительного напора для подачи к забою одного и того же количества воздуха. Это повышает расход электроэнергии на проветривание, а при большом напоре увеличивает и утечки воздуха. Поэтому во избежание высоких напоров целесообразно при подаче значительного количества воздуха по длинным трубопроводам применять трубы большого диаметра. При проветривании же выработок относительно небольшой длины (100—200 *м*) рекомендуется применять трубы диаметром 300—400 *мм*.

Утечки или подсосы воздуха через неплотности воздухопровода удобно определять с помощью коэффициента доставки η (отношение количества воздуха, доходящего до забоя, к количеству воздуха, поступающего в трубопровод):

$$\eta = \frac{Q_{\text{кон}}}{Q_{\text{нач}}}.$$

На рис. 164 показаны графики изменения коэффициента η по длине воздухопровода диаметром 400, 500 и 600 *мм*, составленного из звеньев длиной 3 *м* каждый для различного качества сборки при нагнетательной и всасывающей работе вентилятора. При построении графиков значения коэффициента η подсчитывались по формулам проф. докт. техн. наук С. И. Луговского и Т. М. Белова

$$\eta = (d^n)^{\frac{L}{l}},$$

где d — диаметр воздухопровода, *м*;

$\frac{L}{l}$ — относительная длина воздухопровода (L — длина воздухопровода, l — расстояние между стыками);

n — показатель степени, значения которого приведены в табл. 33.

Таблица 33

Качество сборки воздухопровода	Показатель степени n	
	при нагнетательном способе проветривания	при всасывающем способе проветривания
Хорошее	0,0062	0,018
Посредственное	0,028	0,056
Плохое	0,048	0,173

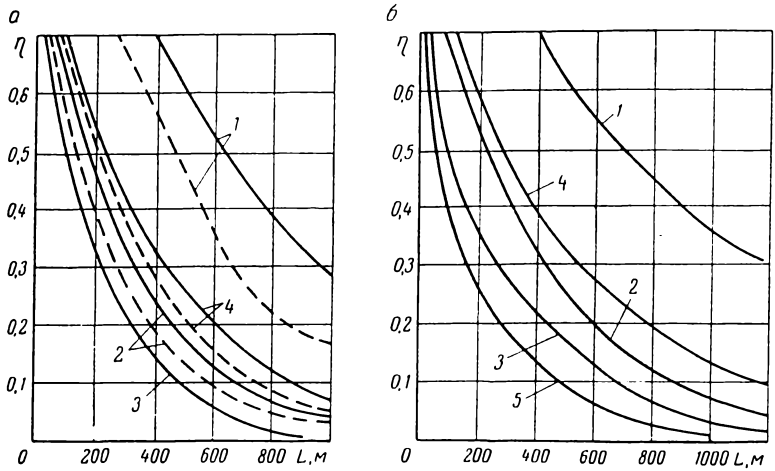


Рис. 164. Диаграмма для определения коэффициентов доставки воздуха

а — при диаметре воздухопровода 400 и 500 *мм*; *б* — при диаметре 600 *мм*; *1* — хорошие при нагнетании; *2* — посредственные при нагнетании; *3* — плохие при нагнетании; *4* — хорошие при всасывании; *5* — посредственные при всасывании

Из рис. 164 видно, что при нагнетательном способе проветривания коэффициент доставки воздуха выше, чем при всасывающем, что объясняется различной аэродинамической структурой воздушных потоков в жестком воздухопроводе при нагнетательной и всасывающей работе вентилятора. Кроме того, в нагнетательном воздухопроводе возникающее скоростное разрежение уменьшает разницу давлений между атмосферой внутри трубопровода, что уменьшает утечки воздуха; во всасывающем воздухопроводе, наоборот, скоростное разрежение увеличивает эту разницу давления и приводит к увеличению подсосов воздуха.

Приведенные графики позволяют, задавшись качеством сборки, а также зная длину трубопровода и его диаметр, находить значение доставочного коэффициента, а также определять утечки или подсос воздуха по формулам, и, задавшись процентом утечек воздуха, выбрать диаметр труб, обеспечивающий подачу в забой необходимого количества воздуха.

Пример. Определить возможные утечки воздуха через трубопровод длиной 600 *м*, составленный из металлических труб диаметром 500 *мм* при хорошем качестве сборки.

Решение. По графику, приведенному на рис. 164, *а*, находим значение коэффициента $\eta = 0{,}52$. Определяем величину утечек воздуха

$$p = (1 - \eta) \cdot 100 = (1 - 0{,}52) \cdot 100 = 48\%.$$

Таблица 34

Способ проветривания	Диаметр труб, *мм*	Качество сборки		
		хорошее	посредственное	
		$d = 2$ *м*		
Нагнетательный	400	0,914	0,65	0,48
	500	0,93	0,732	0,575
	600	0,95	0,994	0,682
Всасывающий	400	0,771	0,42	0,07
	500	0,803	0,555	0,147
	600	0,85	0,615	0,237
		$d = 4$ *м*		
Нагнетательный	400	1,055	1,23	1,43
	500	1,045	1,17	1,33
	600	1,04	1,12	1,123
Всасывающий	400	1,15	1,55	3,8
	500	1,11	1,38	2,6
	600	1,06	1,25	1,91
		$d = 5$ *м*		
Нагнетательный	400	1,085	1,43	—
	500	1,07	1,28	—
	600	1,04	1,19	—
Всасывающий	400	1,26	—	—
	500	1,18	1,64	—
	600	1,13	1,46	—

В трубопроводах, составленных из звеньев длиной не менее 3 *м*, значения коэффициентов доставки будут иными; они будут выше для более длинных звеньев и ниже для более коротких. В табл. 34 приведены значения поправочных коэффициентов k, на которые следует умножать значения коэффициентов η при длине трубопровода 2,4 и 5 *м* на каждые 100 *м* длины трубопровода.

Утечки воздуха можно определять также по формуле В. Н. Воронина

$$p = \frac{Q_в}{Q_з} = \left(\frac{1}{3} kD \frac{L}{l} \sqrt{R} + 1\right)^2$$

где p — коэффициент утечек воздуха, который является величиной, обратной коэффициенту доставки η, т. е. $p = \frac{1}{\eta}$;

D — диаметр труб, *м*;

L и l — длина воздухопровода и длина звена труб, *м*;

R — аэродинамическое сопротивление всего состава, $k\mu$;

k — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости, равной количеству воздуха, просачивающемуся через стык условного воздухопровода диаметром 1 *м* под действием разности давления в 1 *мм вод. ст.* Значения этого коэффициента приведены в табл. 35.

Таблица 35

Характеристика соединений труб между собой	$k \cdot 10^3$
I. Металлические трубы	
По типу водосточных труб, промазка глиной	7,43
То же, промазка цементом	3,49
Фланцевое соединение:	
качество сборки обычное в шахтных условиях	5
резиновые прокладки, качество сборки хорошее, болты хорошо подтянуты	2,2—3
весьма качественная сборка при самом тщательном уплотнении стыков	1
То же, прокладки из резиновых колец в бандажном соединении	0,034
II. Фанерные трубы	
Соединение телескопическое с промазкой швов асфальтом	2,25
Соединение при помощи хомутов с тщательной промазкой асфальтовой массой	1,5 ÷ 2
III. Матерчатые трубы	
Типа М и МУ, соединение при помощи эластичных колец	1,57

Ниже приведены подсчитанные значения p для труб типа М.

Длина трубопровода, *м*	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200
Коэффициент утечек	1,08	1,137	1,19	1,25	1,29	1,35	1,38	1,42	1,45	1,51	1,72

В табл. 36 даны значения коэффициента p для текстовинитовых труб при удельном коэффициенте стыковой воздухопроницаемости $k = 0{,}003$ и $k = 0{,}001$ [96].

Таблица 36

Диаметр труб, мм	Длина воздухопровода, м									
	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000
					$k=0{,}003$					
500	1,016	1,037	1,082	1,129	1,151	1,229	1,272	1,371	1,441	1,530
600	1,014	1,036	1,071	1,111	1,134	1,216	1,261	1,332	1,398	1,474
700	1,010	1,022	1,053	1,080	1,106	1,145	1,188	1,237	1,288	1,345
800	1,008	1,022	1,040	1,067	1,092	1,126	1,153	1,195	1,229	1,251
					$k=0{,}001$					
500	1,006	1,017	1,032	1,049	1,071	1,089	1,112	1,141	1,171	1,200
600	1,004	1,012	1,023	1,036	1,051	1,067	1,084	1,105	1,124	1,147
700	1,003	1,009	1,018	1,029	1,038	1,049	1,061	1,076	1,092	1,109
800	1,003	1,008	1,014	1,022	1,030	1,040	1,050	1,063	1,073	1,084

Подсчет депрессии

Подсчет депрессии трубопровода производят по формулам:
В. Н. Воронина

$$h = Q_в Q_з R; \tag{124}$$

по среднеарифметическому количеству воздуха

$$h = \left(\frac{Q_в + Q_з}{2}\right)^2 R; \tag{125}$$

учитывающим коэффициент утечек воздуха

$$h = Q_з^2 p R, \tag{126}$$

учитывающим непостоянный характер утечек воздуха по длине трубопровода,

$$h = Q_в^2 \psi R, \text{ мм вод. ст.} \tag{127}$$

В. С. Вепрова (ЛГИ)

$$h = Q_в^2 R\,(0{,}59\eta + 0{,}4)^2, \text{ мм вод. ст.} \tag{128}$$

где $Q_в$ — дебит вентилятора, $м^3/сек$;
$Q_з$ — количество воздуха, доходящего до забоя вне зависимости от способа проветривания выработки (определяют по рассмотренным выше формулам), $м^3/сек$;
η — доставочный коэффициент, значение его определяется по номограммам, приведенным на рис. 164;
p — коэффициент утечек воздуха;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, которое находится из выражения

$$R = R_{100}\frac{L}{100},\ k\mu, \tag{129}$$

или

$$R = \frac{6{,}5\alpha L}{d^5}, \tag{130}$$

где R_{100} — сопротивление 100 *м* участков трубопровода (см. табл. 33 и 34);

L — длина трубопровода, *м*;

α — коэффициент аэродинамического сопротивления труб;

d — диаметр трубопровода, *м*;

ψ — коэффициент, учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода. Значения этого коэффициента в зависимости от величины коэффициента $\eta = \frac{Q_з}{Q_н}$ (по данным И. А. Швыркова) приведены в табл. 37.

Таблица 37

η	ψ	η	ψ	η	ψ
1	1	0,6	0,578	—0,3	0,338
0,9	0,885	0,5	0,493	0,2	0,267
0,8	0,788	0,4	0,413	0,1	0,195
0,7	0,676	—	—	—	—

Из приведенных формул наиболее точными являются формулы (127) и (128), учитывающие непостоянный характер утечек воздуха по длине воздухопровода. Формулами (124), (125) и (126) не рекомендуется пользоваться при $\eta < 0{,}5$.

Выбор вентилятора

Выбор вентилятора производят на основании расчетных величин депрессии h и количества воздуха Q по справочникам для вентиляторов, выпускаемых отечественными заводами. При этом учитывают следующие условия:

1) возможно меньшие габариты и удобства эксплуатации вентиляторов, что особенно важно при их выборе для проветривания восстающих и подэтажных выработок;

2) экономичность работы вентиляторной установки.

На рудниках применяют много типов вентиляторов местного проветривания: ВМ-200, типа «Проходка», СВМ, ВДМ-450, ВМ-600 и др. Вентиляторы ВМ-200 и ВМ-300 имеют худшие эксплуатацион-

ные качества, чем новые вентиляторы, поэтому их в настоящее время уже не выпускают.

Вентиляторы типа «Проходка» имеют три типоразмера: «Проходка-400», «Проходка-500-2м» и «Проходка-600». Из них серийно выпускается только вентилятор «Проходка-500-2м», а два других типа были изготовлены в опытных партиях. Технические характеристики этих вентиляторов приведены в табл. 38. Аэродинамическая

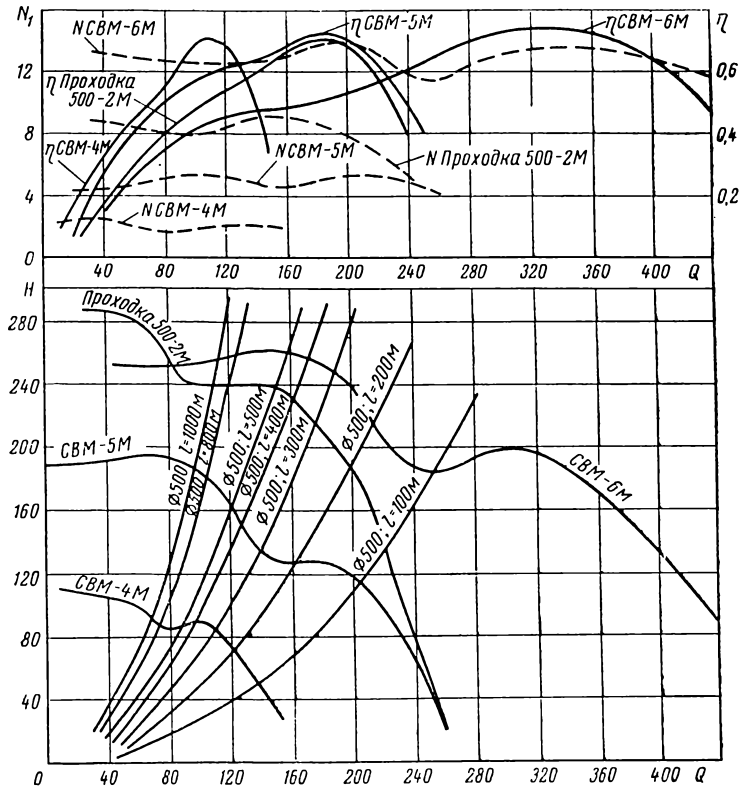


Рис. 165. Аэродинамическая характеристика вентиляторов СВМ-4, СВМ-5, СВМ-6 и «Проходка-500-2м»

характеристика вентиляторов «Проходка-500-2м» показана на рис. 165.

Вентиляторы типа СВМ — одноступенчатые, секционные. При необходимости их можно соединять по два-три в один агрегат на последовательную работу. Они бывают трех типоразмеров: СВМ-4, СВМ-5м и СВМ-6м. Все три типа вентиляторов конструктивно подобны и отличаются только размерами основных узлов, связанных с диаметром рабочего колеса.

Аэродинамическая часть вентилятора состоит из направляющего аппарата, сепаратора, рабочего колеса и спрямляющего аппарата.

Таблица 38

Показатели	Тип вентилятора		
	«Проходка-400»	«Проходка-500-2м»	«Проходка-600»
Диаметр колеса, *мм*	400	500	600
Число ступеней	2	2	2
Число оборотов колеса в минуту	2900	2960	2960
Производительность, *м³/мин*	80—125	145—225	200—450
Максимальный напор, *мм вод. ст.*	170	240	410
Мощность электродвигателя, *квт*	3,8	11	30
Габариты, *мм*:			
длина	690	875	1090
ширина	590	710	730
высота	530	695	720
Вес, *кг*	140	265	470

Рабочее колесо этих вентиляторов крепится на валу съемного двигателя. Из трех типов серийно выпускаются вентиляторы СВМ-5м; заводом изготовлена опытная партия вентиляторов СВМ-4 и промышленная партия вентиляторов СВМ-6м.

Техническая характеристика трех типов вентиляторов приведена в табл. 39. На рис. 165 показаны их аэродинамические характеристики.

Таблица 39

Показатели	Тип вентилятора		
	СВМ-4	СВМ-5м	СВМ-6м
Диаметр рабочего колеса, *мм*	400	517	600
Число ступеней	1	1	1
Число оборотов колеса в минуту	2880	2950	2950
Производительность, *м³/мин*	65—130	125—230	200—450
Давление, *мм вод. ст.*	85—40	130—60	200—80
Мощность электродвигателя, *квт*	2,2	6,5	14
Габариты, *мм*:			
длина	430	610	630
ширина	560	640	700
высота	575	620	720
Вес, *кг*	38	175	260

Вентиляторы типа СВМ имеют следующие достоинства:

1) малый вес и меньшие габариты по сравнению с вентиляторами типа «Проходка», что облегчает транспортирование и монтаж при эксплуатации их в подземных выработках;

2) возможность регулирования напорной характеристики путем секционирования вентиляторов;

3) удобства ремонта благодаря наличию съемного двигателя.

Однако вентиляторы типа СВМ и типа «Проходка» не имеют устройства для регулирования производительности и обладают высоким уровнем громкости шума.

На некоторых рудниках применяют вентиляторы ВДМ-450 и ВМ-600. Техническая характеристика их приведена в табл. 40

Таблица 40

Тип вентилятора	Число ступеней	Диаметр, *мм*	Число оборотов в минуту	Производительность, *м³/мин*	Давление, *мм вод. ст.*	Мощность электродвигателя, *квт*	Габариты, *мм*			Вес, *кг*
							длина	ширина	высота	
ВДМ-450	2	450	2890	140—220	250—130	10	870	600	690	205
ВМ-600	1	600	2920	300—350	200—160	20	787	790	835	258

По экономичности и эксплуатационным качествам эти вентиляторы уступают новым вентиляторам местного проветривания. В настоящее время они сняты с производства и заменены вентиляторами ВМ-5 и ВМ-6.

В качестве вентиляторов местного проветривания наряду с электрическими применяют пневматические, которые приводятся в движение сжатым воздухом от шахтной сети. Достоинством их является возможность применения в шахтах, опасных по газу и пыли и использующих пневматическую энергию, а также в шахтах, не опасных по газу, но при отсутствии в выработках электроэнергии.

Пневматические вентиляторы ВП-4 и ВП-5 выпускались Томским заводом им. В. В. Вахрушева, а вентиляторы ВП-3 и ВШП-2 Криворожским заводом «Коммунист». В настоящее время этими заводами изготовляются новые вентиляторы ВМП-4 и ВМП-3.

Недостаток рассмотренных вентиляторов в том, что они не обеспечивают всех необходимых вентиляционных режимов проветривания выработок. Специальными исследованиями [63] установлено, что применяемые в горной промышленности [22] типоразмеры вентиляторов местного проветривания не обеспечивают режимов малых (0,5—1,3 *м³/сек*) и больших (7,5—12 *м³/сек*) производительностей, а режимы средних производительностей (2,5—5 *м³/сек*) перекрываются четырьмя параллельно выпускаемыми типами вентиляторов: СВМ-5м, «Проходка-500-2м», ВДМ-450м и ВМ-600, ни один из которых полностью не отвечает современному уровню вентиляторостроения.

Гипроуглемаш совместно с Центрогипрошахтом и заводами разработал новый тип вентиляторов местного проветривания, обеспечивающих все вентиляционные режимы тупиковых выработок при минимальном числе их типоразмеров.

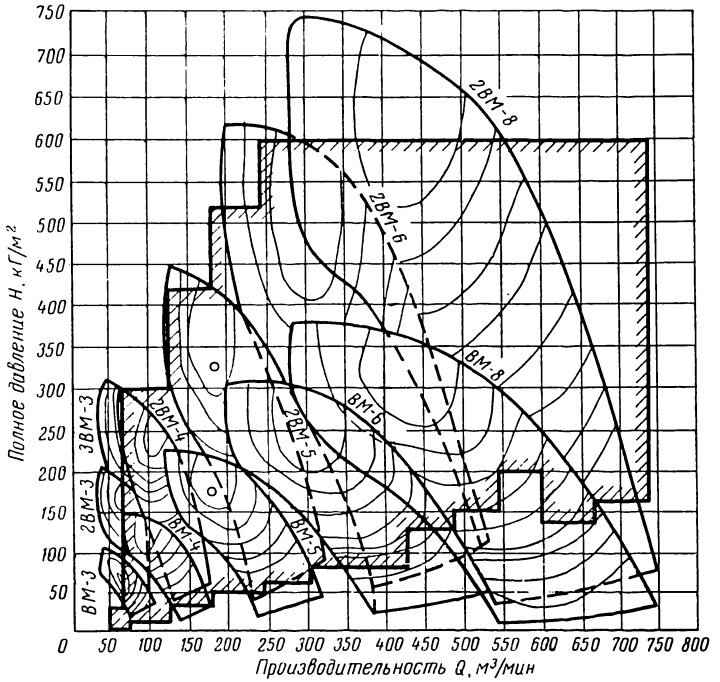


Рис. 166. Поля вентиляционных режимов и рабочие зоны новых типов вентиляторов с электрическим приводом

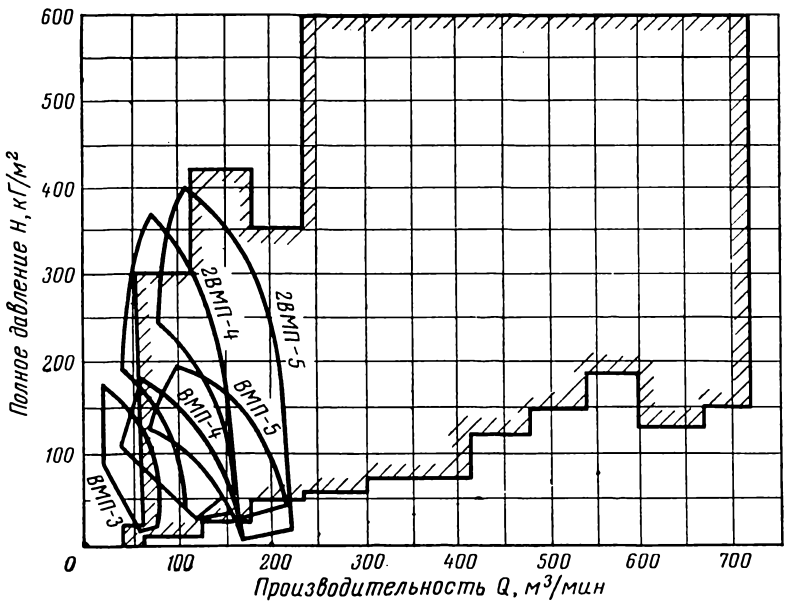


Рис. 167. Поля вентиляционных режимов и рабочие зоны новых типов вентиляторов с пневматическим приводом

Новый тип вентиляторов состоит из пяти типоразмеров с электроприводом и трех типоразмеров с пневмоприводом. На рис. 166 и 167 приведены поля вентиляционных режимов и рабочие зоны вентиляторов нового типа, а в табл. 41 — технические характеристики этих вентиляторов.

Таблица 41

Показатели	Основные одноступенчатые вентиляторы с электрическим приводом					Вентиляторы с пневматическим приводом		
	ВМ-3	ВМ-4	ВМ-5	ВМ-6	ВМ-8	ВМП-3	ВМП-4	ВМП-5
Диаметр входного и выходного патрубка, *дм*	3	4	5	6	8	3	4	5
Производительность вентилятора, *м³/мин*	56	100	180	300	412	45	80	120
Полное давление вентилятора, *мм вод. ст.*	80	118	180	250	315	125	140	150
Максимальный к. п. д. вентилятора (числитель) и вентиляторного агрегата (знаменатель)	0,65 / 0,54	0,7 / 0,6	0,71 / 0,62	0,72 / 0,63	0,73 / 0,64	0,65 / 0,21	0,7 / 0,22	0,71 / 0,23
Вес вентиляторного агрегата на единицу полезной мощности (в числителе без глушителя, в знаменателе с глушителем шума), *кг/квт*	55 / 75	50 / 65	45 / 60	30/40	25/35	30/50	25/40	20/35
Высота вентиляторного агрегата, *мм*	450	560	670	750	950	450	560	670
Ширина вентиляторного агрегата, *мм*	450	550	650	730	920	450	550	650
Год серийного выпуска	1964	1964	1963	1964	1965	1964	1963	1964

§ 4. Проветривание выработок большого сечения *

При строительстве различных промышленных предприятий часто проходят выработку большого сечения, проветривание которых производят обычно нагнетательным способом. Однако при этом способе для выноса газов из выработок большой протяженности ввиду малой скорости движения воздуха требуется много времени. Поэтому такие выработки целесообразно проветривать комбинированным способом. В данном случае рекомендуется проветривать выработку одним вентилятором, работающим вначале на нагнетание,

* Составлено по материалам Ю. Б. Мостепанова (ЛГИ).

а затем на всасывание. Работа вентилятора на нагнетание продолжается до тех пор, пока продукты взрыва не будут вытеснены за торец воздухопровода. Затем вентилятор реверсируется на всасывание и производится отсасывание загазованного воздуха через трубопровод.

Условием выгодности этого способа является неравенство

$$t'_{\text{н}} + t_{\text{вс}} + \Delta t < t, \tag{131}$$

где $t'_{\text{н}}$ — время проветривания призабойного пространства (между забоем и торцом воздухопровода) нагнетательным способом, *мин*;

$t_{\text{вс}}$ — время, необходимое на отсасывание загазованного воздуха из выработки, *мин*;

$$\Delta t = \frac{V_{\text{тр}}}{Q_{\text{вс}}},$$

где $V_{\text{тр}}$ — объем трубопровода, $м^3$;

$Q_{\text{вс}}$ — количество отсасываемого воздуха в единицу времени;

t — время проветривания выработки нагнетательным способом, *мин*.

Количество воздуха, необходимое для проветривания предзабойного пространства при работе вентилятора на нагнетание, определяется по формуле

$$Q'_{\text{н}} = 0{,}15 \frac{V_{\text{п. з}}}{t'_{\text{н}}} (9{,}1 \lg A + 1),\ м^3/мин, \tag{132}$$

где A — количество взрываемого ВВ, *кг*;

$V_{\text{п. з}}$ — объем призабойного пространства, равный $Sl_{\text{тр}}$, $м^3$;

S — сечение выработки, $м^2$;

$l_{\text{тр}}$ — дальнобойность струи, которая определяется по формуле

$$l_{\text{тр}} = 0{,}14 \frac{\sqrt{S}}{a} + 0{,}6 \frac{S}{d_0},\ м,$$

где d_0 — диаметр трубопровода, *м*;

a — коэффициент структуры свободной струи, равный 0,06 для новых труб и 0,08 для старых.

Количество воздуха при нагнетательном способе проветривания выработки рекомендуется определять по формуле

$$Q_{\text{н}} = 0{,}258 \frac{V}{t} (2{,}38 \lg A + 1),\ м^3/мин, \tag{133}$$

где $V = SL$ — объем проветриваемой выработки, $м^3$;

L — длина выработки, *м*.

Время проветривания выработки при комбинированном способе определяется

$$t_{\text{к}} = t'_{\text{н}} + t_{\text{вс}},\ мин.$$

При этом время $t'_{\text{п}}$, необходимое для проветривания призабойного пространства, определяется по формуле (131) или, задавшись им, подсчитывают $Q'_{\text{п}}$.

Время работы вентилятора на режиме всасывания $t_{\text{вс}}$ находится по формуле

$$t_{\text{вс}} = \frac{Q'_{\text{п}} t + lS}{Q_{\text{вс}}} \cdot \frac{A}{0{,}282A + 33{,}8}, \ мин;$$

$$l = l_{\text{з. о}} - l_{\text{тр}},$$

где $h_{\text{з. о}}$ — длина зоны отброса газообразных продуктов взрыва, *м*.

С достаточной для практических расчетов точностью значение $l_{\text{з. о}}$ может быть принято равным 35—40 *м*.

Пример. Определить необходимое количество воздуха и способ проветривания выработки длиной 500 *м* и сечением 66 $м^2$. Количество ВВ, взрываемого за один цикл проходки, составляет 250 *кг*.

Решение.

1. Определяем количество воздуха, необходимое для проветривания призабойного пространства, приняв время работы вентилятора на режиме нагнетание $t'_{\text{п}} = 15$ *мин*.

$$Q'_{\text{п}} = 0{,}15 \frac{V_{\text{п. з}}}{t'_{\text{п}}} (9{,}1 \lg A + 1) = 0{,}15 \frac{66 \cdot 40}{15} (9{,}1 \lg 250 + 1) = 600 \ м^3/мин.$$

2. Находим время работы вентилятора на режиме всасывания. Примем, что после реверсии дебит вентилятора уменьшится на 40%. Тогда

$$t_{\text{вс}} = \frac{Q'_{\text{п}} t + lS}{Q_{\text{вс}}} \cdot \frac{A}{0{,}282 \cdot 250 + 33{,}8} = \frac{600 \cdot 15}{0{,}6 \cdot 600} \cdot \frac{250}{0{,}282 \cdot 250 + 33{,}8} = 60 \ мин.$$

3. Определяем дополнительное время, потребное для выноса загазованного воздуха из трубопровода диаметром 1000 *мм*

$$\Delta t = \frac{V_{\text{тр}}}{Q_{\text{вс}}} = \frac{390}{360} \approx 1 \ мин.$$

4. Полное время проветривания выработки при комбинированном способе составит

$$t'_{\text{п}} + t_{\text{вс}} + \Delta t = 15 + 60 + 1{,}08 = 76 \ мин.$$

5. Для возможности сравнения определяем время проветривания при нагнетательном способе проветривания выработки при дебите вентилятора 600 $м^3/мин$

$$t = 0{,}258 \frac{V}{Q_{\text{н}}} (2{,}38 \lg A + 1) = 0{,}258 \frac{66 \cdot 500}{600} \cdot (2{,}38 \lg 250 + 1) = 95 \ мин.$$

Таким образом, при комбинированном способе обеспечивается более быстрое проветривание выработки.

Проветривание выработок большого сечения при работе в них автотранспорта

В настоящее время при проведении выработок большого сечения все чаще применяют дизельные машины. Однако при их работе происходит значительное выделение выхлопных газов, содержащих ядовитые и вредные примеси — окись углерода, окислы азота, альдегиды

и пр. Наличие в выработке этих газов иногда может быть решающим фактором при расчете проветривания.

На практике очень часто количество воздуха, необходимое для проветривания выработки, определяется исходя из принятых норм воздуха на единицу мощности двигателя. Однако эти нормы различны в разных странах — в Советском Союзе норма составляет на 1 *л. с.* 2—3 *м*³/*мин*, а в других странах от 0,67 до 5 *м*³/*мин*. Кроме того, нормы часто не учитывают всего разнообразия условий работы автомашин. Количество воздуха, подсчитанное на основе этих норм, не всегда обеспечивает необходимое разбавление указанных газов до безопасной концентрации. Поэтому рекомендуется следующая формула для подсчета количества воздуха, необходимого для проветривания выработок при работе в них автомашин:

$$Q = \frac{Tq'\frac{n}{2} + Sv - \sqrt{\left(Tq'\frac{n}{2} - Sv\right)^2 - 2Tq''\frac{n}{2}Sv}}{2}, \; м^3/мин, \qquad (134)$$

где q' и q'' — количество выхлопных газов, выделяющихся от одной машины, при ее движении соответственно по направлению и навстречу воздушному потоку, *м*³/*мин*.

Объем выхлопных газов подсчитывается по формуле

$$q = akg_0, \; м^3/мин,$$

где a — коэффициент избытка воздуха, равный 2;

k — коэффициент, учитывающий объемный расход воздуха на сжигание 1 *кг* топлива;

g_0 — расход топлива, *кг*/*мин*.

С учетом температурного приращения объема

$$q_{пр} = q\,(1 + 0{,}00366t),$$

где t — температура выхлопных газов на выходе в атмосферу.

T — суммарная токсичность выхлопных газов, равная

$$T = \frac{c'}{c'_q} + \frac{c''}{c''_q} + \quad + \frac{c^n}{c^n_q}, \qquad (135)$$

где c', c'', c^n — содержание отдельных вредных компонентов в выхлопных газах, % по объему (при исправном двигателе содержание их принимается: CO — 0,9%; CO_2 — 5,3%; C_2O_5 — 0,12%; формальдегида — 0,01% и акролеина — 0,04%);

c'_q, c''_q, c^n_q — допустимые по санитарным нормам концентрации вредных газов, % по объему (для указанных газов они соответственно равны 0,0016%; 0,5%; 0,0001%, 0,00008 и 0,000025% по объему);

S — сечение выработки, *м*²;

n — число автомашин, одновременно находящихся в работе;

v — скорость движения автомашин, *м*/*мин*.

Результаты исследования в производственных условиях показали, что количество воздуха, подсчитанное по формуле (134), обеспечивает разжижение выхлопных газов до допустимой нормы по всей длине выработки. Следует, однако, отметить, что формула (134) справедлива только для подвижных источников газовыделения.

Пример 1. Определить количество воздуха, необходимое для разжижения выхлопных газов от двух автомашин, работающих по вывозу горной массы из тупиковой выработки сечением $S = 66$ *м*^{2} и длиной 500 *м*. Автомашины МАЗ-205 оборудованы жидкостными нейтролизаторами. Средняя скорость движения машин $v = 10$ *км/ч*. Установлено, что при движении порожней машины выделяется по 10 *м*^{3}/*мин* выхлопных газов, а при движении с грузом 16,8 *м*^{3}/*мин*. Средняя суммарная токсичность выхлопных газов равна 38,8 единиц.

$$Q = \frac{38{,}8 \cdot 10\frac{2}{2} + 66 \cdot 167 - \sqrt{\left(38{,}8 \cdot 10\frac{2}{2} - 66 \cdot 167\right)^2 - 4 \cdot 38{,}8\frac{2}{2}16{,}8 \cdot 66 \cdot 167}}{2} =$$

$$= 880 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Пример 2. Определить количество воздуха для тех же условий при работе в выработке четырех автомашин, не оборудованных нейтролизаторами. В этом случае суммарная токсичность выхлопных газов равна 65 единиц.

$$Q = \frac{65 \cdot 10\frac{4}{2} + 66 \cdot 167 - \sqrt{\left(65 \cdot 10\frac{4}{2} - 66 \cdot 167\right)^2 - 4 \cdot 65\frac{4}{2} \cdot 16{,}8 \cdot 66 \cdot 167}}{2} =$$

$$= \frac{12\,300 - \sqrt{-200 \cdot 6000}}{2}.$$

При заданных условиях задача не имеет решения. Это значит, что в каком-нибудь участке выработки обязательно будет повышенное содержание вредных газов. Чтобы по всей длине выработки воздух соответствовал санитарным нормам, необходимо либо уменьшить путем очистки токсичность выхлопных газов, либо увеличить скорость движения автомашин.

§ 5. Проветривание восстающих

Проветривание восстающих при их проходке весьма сложно вследствие трудности прокладки вентиляционных труб, особенно при небольшом сечении и значительной длине восстающих; возможности повреждения вентиляционного оборудования при ведении взрывных работ от падения кусков породы; загромождения сечения восстающих полками, лестницами и в некоторой части — отбитой горной массой.

Восстающие проветривают: сжатым воздухом; вентиляторами в сочетании с трубами; вентиляторами в сочетании со скважиной.

На рис. 168 показана схема проветривания восстающего через скважину. Для проветривания по этой схеме до начала проходки восстающего по его оси с вышележащего горизонта пробуривают скважину *1* диаметром 100—200 *мм* в зависимости от наличия бурового инструмента. Затем над скважиной устанавливают вентилятор *3*, который соединяется со скважиной патрубком *2* коленообразной

формы. На изгибе патрубка имеется отверстие, закрываемое откидывающейся крышкой *4* для смягчения ударной волны при взрывании ВВ в забое восстающего. Крышка патрубка шарнирно присоединяется к его корпусу и открывается во время взрыва силой ударной волны. Затем под действием собственного веса и разрежения, создаваемого вентилятором, крышка возвращается в прежнее положение. В период проходки вентилятор отсасывает продукты взрыва и пыль и выбрасывает их непосредственно на вентиляционный горизонт. Расчет проветривания при таком способе сводится к определению потребного количества воздуха, депрессии и выбору вентилятора.

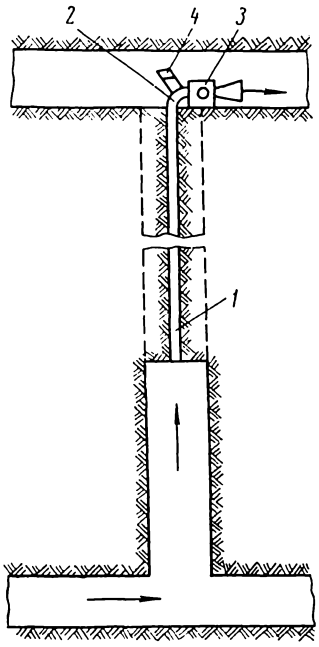


Рис. 168. Схема проветривания восстающего через скважину

Преимущества этой схемы проветривания: атмосфера откаточного горизонта не загрязняется продуктами взрыва; наличие скважин благоприятно сказывается на улавливании дисперсной пыли, которая отсасывается непосредственно от забоя; наличие скважины повышает коэффициент использования шпуров.

Недостаток этого способа — в некотором увеличении стоимости работ за счет бурения скважин, хотя она окупается увеличением скорости проходки восстающего.

§ 6. Проветривание при проходке шахтных стволов

В начале проходки забой ствола обычно проветривается за счет движения бадей и естественной тяги, возникающей от разности температур в средней части ствола и у его стенок. При дальнейшем углублении такой способ не может обеспечить достаточно интенсивное проветривание забоя, поэтому применяют искусственную вентиляцию ствола вентиляторами и трубами.

При проходке стволов шахт чаще всего применяется нагнетательный способ проветривания, обеспечивающий более быстрое очищение призабойного пространства от продуктов взрыва. При этом способе направление движения воздуха от забоя к устью ствола совпадает с естественным стремлением газов двигаться после взрывания зарядов в шпурах вверх. Однако проветривание глубоких стволов нагнетательным способом продолжается длительное время ввиду относительно большого сечения и малой скорости движения воздуха по стволу. В таких случаях более целесообразно применять комбинированный способ проветривания.

На рис. 169 показана схема проветривания стволов при помощи сквозной струи и вентиляторов. Такую схему обычно применяют при проходке глубоких стволов, и она заключается в следующем. Вначале забой ствола проветривают трубами и вентилятором, установленным на поверхности. Затем на определенной глубине ствол

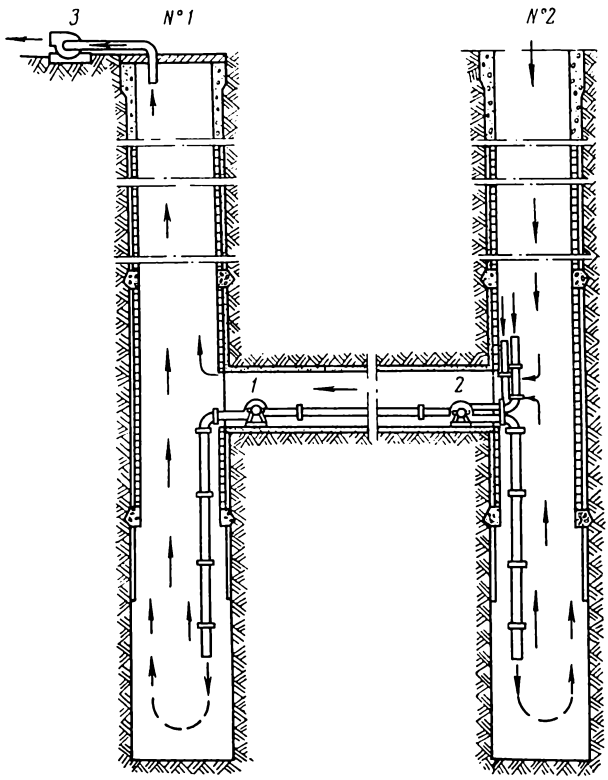


Рис. 169. Схема проветривания при проходке стволов

соединяют сбойкой с соседним стволом, вследствие чего образуется сквозная воздушная струя, которую используют для проветривания забоев стволов при дальнейшей их углубке. Для этого на сбойке устанавливают один или два вентилятора местного проветривания, а к забоям стволов трубопроводы, подсоединенные к вентиляторам.

При такой схеме проветривания не требуется применять трубопровод большой длины и, кроме того, на поверхности устанавливается только один вентилятор, который посредством короткого трубопровода подсоединяется к одному из стволов и работает на всасывание.

Расчет проветривания стволов при проходке аналогичен расчету проветривания горизонтальных выработок.

Для определения количества воздуха в зависимости от принятого способа проветривания предлагаются следующие формулы докт. техн. наук П. И. Мустеля.

1. При нагнетательном способе проветривания

$$Q_{\text{н}} = \frac{140 \cdot D}{t} \sqrt{A}\ , \ м^3/мин, \tag{136}$$

где D — диаметр шахтного ствола, *м*;
A — количество взрываемого ВВ, *кг*;
t — время проветривания, *мин*.

2. При комбинированном способе проветривания одним вентилятором

$$Q_{\text{к}} = \frac{2V + SL + 31D\sqrt{A}}{t}\ , \ м^3/мин, \tag{137}$$

где V — объем ствола между забоем и предохранительным полком, $м^3$;
S — сечение вентиляционных труб, $м^2$;
L — длина воздухопровода, *м*.

Остальные обозначения те же, что и в формуле (136).

При проветривании этим способом вначале вентилятор работает на всасывание, затем его переводят на нагнетание; время, отводимое на режим всасывания, определяется по формуле

$$t_{\text{вс}} = \frac{2V + SL}{Q_{\text{к}}}\ , \ мин;$$

обозначения те же, что и в формуле (137).

Для учета фактора обводненности, а также того, что при нагнетательном способе проветривания утечки воздуха способствуют разбавлению газов при восходящем движении газовой смеси. Н. П. Яку-

Таблица 42

Класс обводненности	Характеристика ствола	Приток воды, $м^3/ч$	Глубина ствола, *м*	Коэффициент $k_{\text{обв}}$
1	Сухие стволы любой глубины и стволы обводнены	До 1	До 200	0,8
2	Стволы обводненные, имеющие капеж	До 6	200	0,6
3	Стволы обводненные, имеющие капеж в виде дождя	От 6 до 15	200	0,3
4	Стволы обводненные, имеющие приток воды в виде ливня	>15	200	0,15

шин (ВНИИОМШС) предложил в формулу докт. техн. наук В. Н. Воронина (111′) ввести коэффициенты $k_{\text{обв}}$ и p; в этом случае формула для определения количества воздуха при нагнетательном способе проветривания ствола будет иметь следующий вид:

$$Q = \frac{2{,}3}{t}\sqrt[3]{\frac{AV^2k_{\text{обв}}b_{\text{ф}}}{p^2}},\ м^3/мин, \qquad (138)$$

где $k_{\text{обв}}$ — поправочный коэффициент, учитывающий уменьшение начальной концентрации газов в зависимости от обводненности ствола (табл. 42);

p — коэффициент утечек воздуха, $p = \frac{Q_{\text{в}}}{Q_{\text{з}}}$.

ЧАСТЬ III

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ

Проектирование вентиляции — один из важных разделов общего проекта разработки месторождения. От правильного проектирования вентиляции зависит обеспеченность рудника воздухом, а следовательно, безопасность, здоровье и производительность труда горнорабочих.

Неудачно составленный и осуществленный проект вентиляции может значительно увеличить стоимость проветривания или вызвать дополнительные расходы на реконструкцию вентиляции. Поэтому очень важно сделать правильный выбор способов и схем проветривания рудника, как можно точнее подсчитать общерудничную депрессию и количество воздуха, а также правильно распределить воздух по горным выработкам. Рассмотрение этих вопросов и составляет содержание проекта вентиляции. Обычно проект вентиляции каждого рудника состоит из следующих разделов: 1) выбор способа и схемы проветривания рудника; 2) подсчет общерудничного количества воздуха; 3) распределение общерудничного количества воздуха; 4) подсчет депрессии рудника; 5) выбор вентилятора главного проветривания и привода к нему; 6) подсчет стоимости проветривания.

§ 1. Выбор способа и схемы проветривания рудника

Способ проветривания. Существуют три способа проветривания рудников: всасывающий, нагнетательный, комбинированный (нагнетательно-всасывающий). Наиболее широко распространен всасывающий способ проветривания. На угольных шахтах, опасных по газу, такой способ проветривания предусматривался Правилами безопасности. Основанием для этого являлось опасение, что в случае остановки нагнетательного вентилятора усилится газовыделение из выработанного пространства. Однако практика проветривания шахт не подтвердила это опасение, поэтому это требование отменено.

На рудниках всасывающий способ проветривания также преобладает. По данным У. Х. Бакирова, из 39 обследованных шахт Урала на 27 применяют всасывающий способ проветривания. Этим же способом проветривается около 70% рудников Казахстана и большинство шахт Криворожского бассейна. Такое преобладание всасывающего

способа проветривания шахт объясняется в основном тем, что по капитальным затратам он наиболее дешевый. Однако всасывающий способ проветривания имеет весьма существенный недостаток — значительные подсосы воздуха через зону обрушения. Величина подсосов воздуха на некоторых рудниках составляет более 50—60% от дебита вентилятора главного проветривания. На перемещение такого количества воздуха через зону обрушения бесполезно затрачивается часть электроэнергии, потребляемой двигателями вентиляторной установки. Так, по подсчетам проф. С. И. Луговского на десяти шахтах Криворожского бассейна при величине подсосов воздуха 420,6 $м^3/сек$ ежегодно непроизводительно затрачивается 21 450 тыс. $квт \cdot ч$ электроэнергии, или 214 600 руб.

Борьба с подсосами воздуха через зону обрушения требует дополнительных затрат и усложняет работу службы вентиляции. Учитывая все это, следует признать, что в данных условиях всасывающий способ проветривания крайне неэкономичен, хотя капитальные затраты при этом ниже по сравнению с другими способами. При наличии в зоне обрушения наносов небольшой мощности или обнаженных коренных пород этот способ проветривания применять нецелесообразно.

Нагнетательный способ проветривания обычно применяют при разработке месторождений, склонных к самовозгоранию. Этот способ проветривания на шахтах Подмосковного бассейна применяют для задерживания выхода углекислого газа из старых выработок. По этой же причине нагнетательный способ проветривания рекомендуют на медноколчеданных рудниках для того, чтобы воспрепятствовать выходу воздуха с пониженным содержанием кислорода из выработанного пространства и зоны обрушения.

Капитальные затраты при нагнетательном способе проветривания выше, чем при всасывающем. Это объясняется необходимостью устройства герметичного надшахтного здания, если рудоподъемный ствол служит одновременно для подачи воздуха. Проведенные на аэродинамической модели исследования показали, что утечки воздуха при нагнетательном способе проветривания ниже, чем подсосы воздуха при всасывающем. Основная масса этих утечек невредна, так как воздух поступает на вентиляционный горизонт после проветривания очистных забоев.

Следует отметить недопустимость применения данного способа для проветривания рудников со значительными зонами обрушения. В этом случае реверсирование воздушной струи при аварии приведет к проветриванию рудника путем засасывания воздуха через зону обрушения. Следовательно, в руднике во время аварии будет иметь место неуправляемая вентиляция. Необходимо учесть, что участие зоны обрушения в проветривании шахты недопустимо, вне зависимости от того, будет ли выдавать или принимать воздух эта зона. Комбинированный способ проветривания применяют на крупных рудниках, когда требуется подавать большое количество воздуха и преодолевать высокое аэродинамическое сопротивление.

Несмотря на повышенные капитальные затраты по сравнению с другими способами проветривания комбинированный способ наиболее эффективен. Он имеет следующие преимущества: 1) возможность достижения значительного сокращения непроизводительных потерь воздуха через зону обрушения созданием в шахте зоны с нормальным атмосферным давлением; 2) надежность проветривания шахты; при аварийной остановке нагнетательных вентиляторов шахта проветривается с помощью всасывающих вентиляторов, и наоборот.

Схема проветривания рудника — это определенный порядок расположения горных выработок, служащих для подвода свежего и отвода загрязненного воздуха [73]. Составить схему проветривания — значит на плане горных работ указать пути и направление движения воздуха по горным выработкам, а также места установки всех вентиляционных сооружений, вентиляторов местного проветривания, а также вспомогательных вентиляторов. Схема проветривания является весьма важной частью проекта вентиляции рудника. Она должна обеспечить безопасность ведения горных работ, надежность и экономичность проветривания всего рудника. Поэтому при составлении схемы проветривания следует руководствоваться следующими указаниями [74].

В схеме проветривания должно быть предусмотрено создание вентиляционного горизонта для сбора и отвода к вентиляционному стволу загрязненного воздуха. Если создание такого горизонта затруднительно (система слоевого обрушения), то следует избегать схем, при которых загрязненный воздух, омыв забой первого блока, поступает на откаточный штрек, а затем в следующий блок. В этом случае воздух лучше отводить на специальный вентиляционный штрек, расположенный на том же горизонте, что и откаточный, или несколько выше его. Удаление воздуха через завалы и обрушения запрещается.

Отдельные блоки должны иметь независимое друг от друга проветривание. В отдельных случаях допускается последовательное проветривание не более двух блоков при условии, что исходящая струя из первого блока подсвежается или очищается (водяные заслоны или туманы) от взвешенной пыли.

Следует избегать схем, требующих большого количества вентиляционных дверей и воздушных мостов (кроссингов).

Для уменьшения депрессии желательно разделять воздух на отдельные струи, но так, чтобы депрессия этих струй, во избежание непроизводительной потери энергии в вентиляционных окнах, была по возможности одинаковой.

Каждый рудник должен иметь по крайней мере две выработки, выходящие на поверхность, для свежей и исходящей струи; если таких выходов на поверхность будет больше двух, желательно все их использовать для подачи или удаления воздуха.

Так как в настоящее время рудничный газ обнаружен и на некоторых металлических рудниках, то ниже приведены некоторые указания по составлению схем проветривания на газовых шахтах:

1) во всех выемочных участках при угле падения свыше 5° воздушная струя должна направляться снизу вверх;

2) глухие выработки воспрещается проветривать диффузией;

3) исходящая струя из подготовительных выработок новых горизонтов должна быть непосредственно направлена в исходящую струю шахты или участка; в виде исключения допускается выпуск этой струи в эксплуатационные выработки верхнего этажа при условии, что содержание метана в ней не превышает 0,5%.

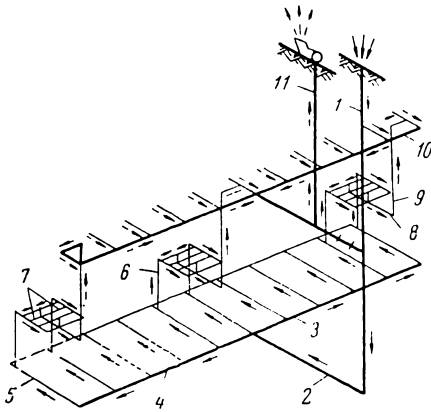


Рис. 170. Центральная схема проветривания рудника:

1 — воздухоподающий ствол; *2* — вентиляционный квершлаг; *3* и *4* — откаточные штреки; *5* — орты-заезды; *6* — вентиляционные восстающие; *7* — штреки скреперования; *8* — блоковые вентиляционные орты; *9* — блоковые вентиляционные восстающие; *10* — вентиляционный штрек; *11* — вентиляционный ствол

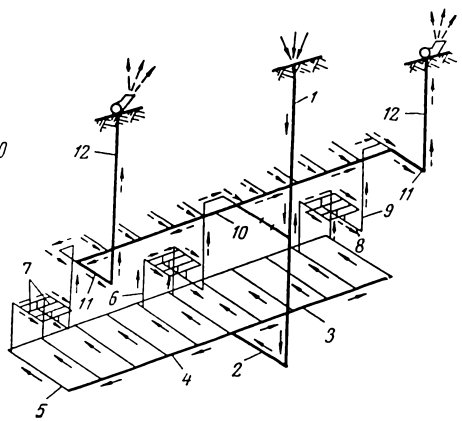


Рис. 171. Фланговая схема проветривания рудника:

1 — воздухоподающий ствол; *2* — вентиляционный квершлаг; *3* и *4* — откаточные штреки; *5* — орты-заезды; *6* — вентиляционные восстающие; *7* — штреки скреперования; *8* — блоковые вентиляционные орты; *9* — блоковые вентиляционные восстающие; *10* — вентиляционный штрек; *11* — вентиляционные квершлаги; *12* — вентиляционные стволы

Все применяемые на металлических рудниках схемы проветривания по расположению воздухоподающих и вентиляционных выработок могут быть разделены на центральные, фланговые и комбинированные.

При центральной схеме воздухоподающие и вентиляционные стволы располагаются посередине шахтного поля, при этом свежая и отработанная струи движутся во взаимно противоположных направлениях. Центральная схема проветривания шахты показана на рис. 170.

Предпосылкой для центрального расположения стволов является наличие общего для всего рудника вентиляционного горизонта, по которому воздух из всех залежей и блоков может собираться к общему вентиляционному стволу.

На рис. 171 показана фланговая схема проветривания рудника.

При фланговой схеме отсутствует обратное движение воздуха. Свежий воздух поступает по стволу, расположенному в центральной

части шахтного поля, и выходит по стволам, расположенным на флангах рудного поля.

Достоинства и недостатки обеих схем проветривания шахты приведены в табл. 43.

Таблица 43

Достоинства	Недостатки
Центральная схема	
1. Меньшие капитальные затраты (имеются всего два вентиляционных ствола или два квершлага) 2. Более быстрый ввод рудника в эксплуатацию 3. Концентрация всех поверхностных сооружений и удобство надзора за вентиляторами	1. Меньшая безопасность — наличие только двух выходов на поверхность и один главный вентилятор 2. Большая общерудничная депрессия 3. Большие затраты на электроэнергию 4. Необходимость применения вспомогательных вентиляторов для проветривания очистных блоков, расположенных на флангах шахтного поля
Фланговая схема	
1. Повышенная безопасность горных работ — имеются три выхода на поверхность и два главных вентилятора 2. Сокращение пути движения воздуха 3. Меньшая общерудничная депрессия 4. Меньшие затраты на электроэнергию	1. Большие капитальные затраты 2. Удлинение срока ввода рудника в эксплуатацию 3. Разбросанность вентиляционных сооружений и неудобство надзора за главными вентиляторами 4. Необходимость применения вспомогательных вентиляторов для проветривания блоков в центральной части рудного поля

Решающим фактором при выборе того или иного расположения вентиляционного ствола является в ряде случаев срок ввода рудника в эксплуатацию. При центральном расположении стволов к очистным работам можно приступить сразу же после соединения обоих стволов сбойкой и установления сквозного проветривания; при фланговой схеме необходимо пройти не только стволы, но также и соединяющие их штреки, на что может потребоваться много времени. С переходом на скоростные методы проходки этот недостаток фланговой схемы отпадает.

При выборе местоположения стволов следует:

1) не располагать воздухоподающий ствол вблизи обогатительной фабрики, а также около таких стволов пустой породы, которые могут загораться и выделять газы;

2) чтобы ствол, служащий для спуска рабочих, находился ближе к рабочему поселку;

3) устья воздухоподающих стволов располагать в местах, удобных для постройки калориферных установок.

Схема проветривания очистных блоков. При выборе схемы проветривания очистных блоков следует руководствоваться основными положениями: максимальной безопасностью работ; надежностью, т. е. постоянством принятого направления движения воздуха; экономичностью, т. е. чтобы затраты на осуществление проветривания были минимальными.

Схема проветривания очистных блоков должна быть составлена так, чтобы обеспечивалось поступление достаточного количества воздуха на все рабочие места блока; исключалось подведение свежего

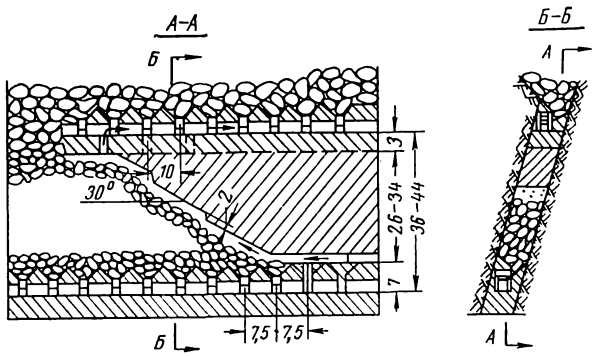


Рис. 172. Схема проветривания при разработке маломощных крутопадающих жил

воздуха к действующим забоям блока, а также удаление воздуха из них через завалы и обрушения; достигались минимальные размеры утечек воздуха; обеспечивалось хорошее оперативное регулирование воздуха между выработками блока; предусматривалась специальная выработка для сбора и отвода загрязненного воздуха из блока.

На рудниках ввиду большого разнообразия применяемых систем разработки схемы проветривания очистных блоков характеризуются также большим многообразием. Рассмотрим некоторые из них.

1. Схема проветривания блока при системе разработки с распорной крепью, с магазинированием или с закладкой (рис. 172). При этой схеме свежий воздух по незаполненным рудой рудоспускам поднимается с откаточного горизонта и, омыв рабочее пространство через дучки в потолочине, выходит на вентиляционный штрек. Условия проветривания очистного забоя хорошие.

2. Схема проветривания очистных забоев при слоевой системе разработки одна из наиболее неблагоприятных в отношении проветривания очистных выработок. Наличие только одного рудного восстающего при этой системе не позволяет осуществить проветривание

очистных забоев сквозной струей воздуха за счет главного вентилятора, и приходится подавать воздух на слои при помощи труб и вентиляторов частичного проветривания; омыв очистные забои, воздух опускается на откаточный горизонт и снова поступает на следующий блок.

Проветривание очистных забоев сквозной струей, создаваемой за счет дополнительно пройденных выработок, может быть обеспечено по схеме Криворожского НИГРИ (рис. 173). Посередине каждого блока проводится орт *1*, а из последнего два восстающих — один рудный *2* у висячего бока и полевой в лежачем боку; по контакту с лежачим и висячим боками проводятся через три слоя слоевые штреки *3* и *3′*, соединяемые в центре блока слоевым ортом *4*. Свежая

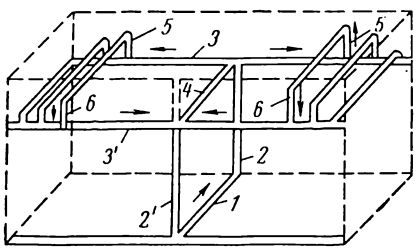


Рис. 173. Схема проветривания очистных выработок, предложенная Криворожским НИГРИ

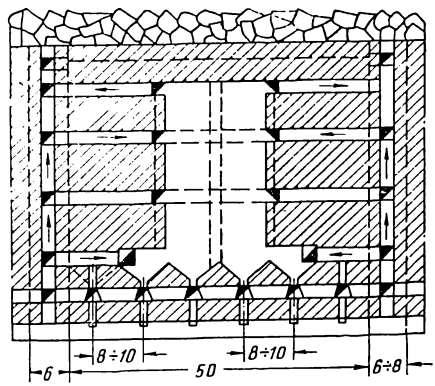


Рис. 174. Схема проветривания очистных выработок при системе разработки подэтажными штреками и двусторонней выемке блока

струя из полевого штрека по орту *1* и восстающему *2* доходит до слоевого штрека *3*, где разделяется на две струи, каждая из которых по дучкам *5* поднимается в рабочие заходки, омывает их и по рудоспускным дучкам *6* опускается на аккумулирующий штрек *3′* и по нему поступает в восстающий *2′* и далее в верхний вентиляционный штрек (не показанный на рисунке). Особенность этой схемы — наличие полевого восстающего, обеспечивающего беспрепятственный выход воздуха из рабочих слоев на вентиляционный горизонт.

3. Схема проветривания блока при системе подэтажного обрушения. Условия проветривания при этом более легкие, чем при слоевой системе. Однако при отсутствии полевых штреков и восстающих без помощи вентиляторов местного проветривания обойтись трудно; они могут устанавливаться как на откаточном горизонте, так и на подэтажных штреках.

4. Схема проветривания блока при системе разработки подэтажными штреками (рис. 174). Условия проветривания при этой системе значительно лучше, чем при слоевом и подэтажном обрушении. Воздух из откаточного штрека поднимается по одному из восстающих

и выходит по самому верхнему подэтажному штреку, расположенному с противоположной стороны камеры. Горизонт скреперования проветривается воздухом, поступающим на этот горизонт по рудоспускам.

5. Схема проветривания блоков при системах разработки с массовым обрушением руды и пород. Рассмотрим несколько наиболее типичных схем проветривания, применяемых в зарубежной и отечественной практике при указанных системах разработки блоков.

На рис. 175 показана схема проветривания блока, отрабатываемая системой этажного принудительного обрушения. Свежий воздух

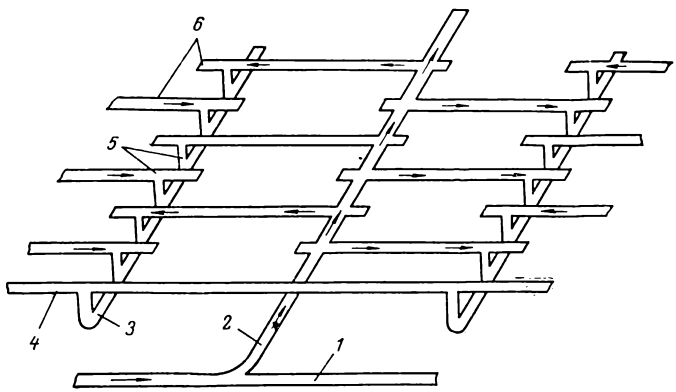


Рис. 175. Схема проветривания выработок блока при системе этажного принудительного обрушения

из полевого откаточного штрека *1* лежачего бока подается в орт-заезд *2*, отсюда через рудосвалочные отверстия полков поднимается на горизонт скреперования. Омыв штреки скреперования *6*, загрязненный воздух по вентиляционным трубам *5* сечением 0,5 × 0,5 *м*, забетонированным в восстающих каждого штрека, опускается на вентиляционный орт *3* сечением 1,5 × 2, пройденный ниже уровня горизонта скреперования и обслуживающий два блока. Далее воздух поступает на сборочный вентиляционный штрек *4*, по которому движется к вентиляционному стволу.

Для распределения свежего воздуха по штрекам скреперования применяют бетонные перемычки с регулирующими устройствами, которые устанавливают в устье каждого штрека скреперования, а также регулирующие устройства в устье каждого вентиляционного восстающего, пройденного в тупике штреков скреперования.

В Криворожском бассейне наиболее распространена схема проветривания блока, при которой свежий воздух подается по двум междублоковым ортам, омывает с двух сторон скреперные штреки и собирается на вентиляционном орте, пройденном по центру блока, несколько ниже отметки горизонта грохочения и сбитым со скреперными штреками, короткими восстающими малого сечения, снабженными

плотными лядами. Воздух, омыв скреперные штреки, через открытые ляды и короткие восстающие опускается в сборный вентиляционный орт, откуда выбрасывается блоковым вентилятором в вентиляционный восстающий.

Такая подготовка днища блока позволяет надежно управлять проветриванием скреперных ортов открыванием или закрыванием ляд на коротких восстающих. Недостаток этой схемы: зависимость

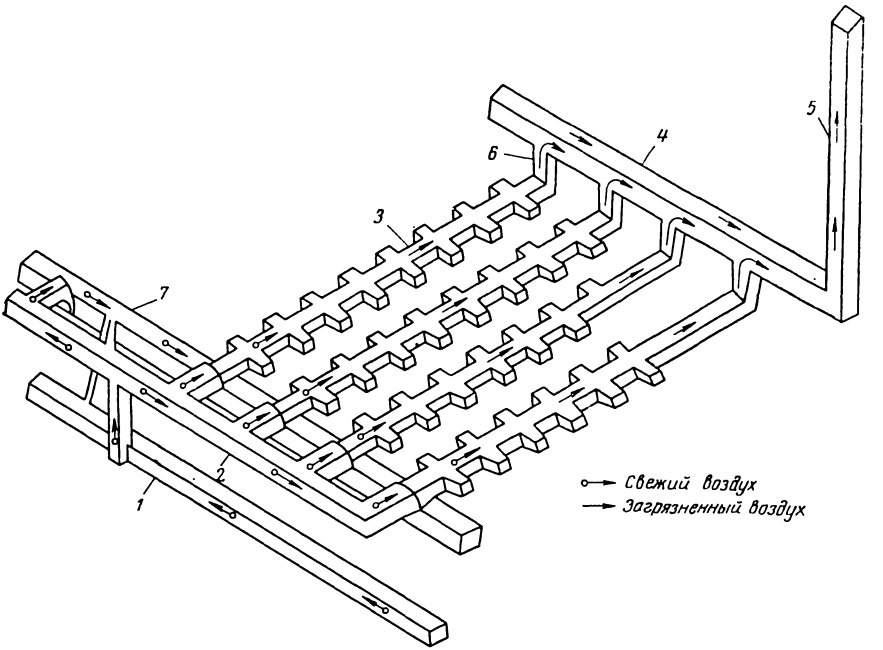


Рис. 176. Схема проветривания блока, применяемая на Лениногорском руднике

проветривания соседних блоков друг от друга при наличии вентиляционной связи между их выработками.

На Лениногорском руднике применяют схему проветривания блока, приведенную на рис. 176.

При этой схеме свежий воздух поступает по вентиляционной сбойке на лебедочный штрек *2*, омывает рабочие места скреперистов и выходит через скреперные орты *3* на сборный вентиляционный штрек *4*, пройденный на 2—3 *м* выше скреперных ортов. Из этих ортов загрязненный воздух уходит по вентиляционному восстающему *5* на вентиляционный горизонт рудника. Распределение воздуха по скреперным ортам осуществляется металлическими лядами, которые заделываются в бетонный проем над вентиляционными дучками *6*. Ляды устойчивы, так как не получают прямого воздушного удара при взрывании зарядов ВВ.

На рис. 177 показана схема проветривания блока, разработанная на комбинате «Апатит». Она отличается от схемы, применяемой на Криворожских рудниках, шахматным расположением скреперных штреков и проходкой сборного вентиляционного орта на уровне горизонта откатки. При этой схеме весьма просто и надежно осуще-

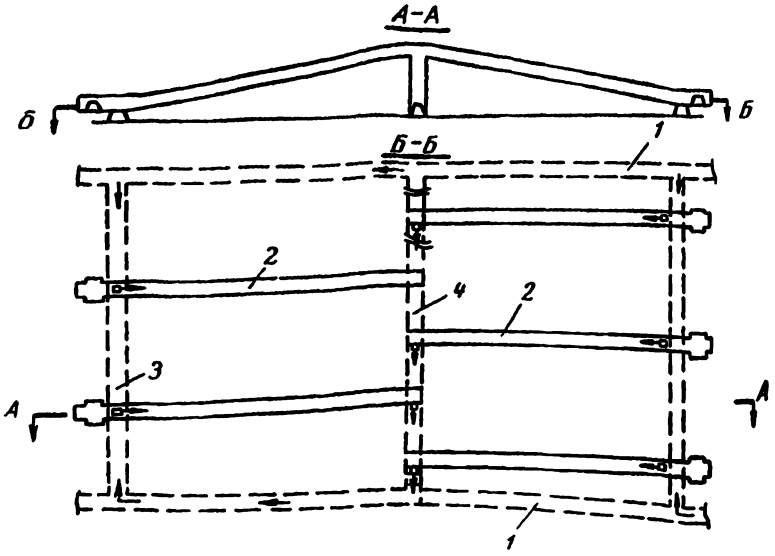


Рис. 177. Схема проветривания блока, разработанная на комбинате «Апатит»

ствляется регулирование воздуха между выработками горизонта доставки. Шахматное расположение скреперных выработок исключает поступление загрязненного воздуха из соседних блоков.

§ 2. Подсчет общерудничного количества воздуха

Определение необходимого и достаточного количества воздуха для проветривания рудника представляет весьма трудную задачу, что вызывается: недостаточной изученностью газовыделений, а также процессов разбавления и удаления различных газов и пыли из подземных выработок; трудностью установления ожидаемых утечек воздуха, особенно на металлических рудниках, где они изучены пока недостаточно.

На металлических рудниках подсчет количества воздуха усложняется особенностями их проветривания — переменной во времени потребностью в воздухе. Проветривание рабочих пространств на рудниках существенно отличается от проветривания очистных забоев в каменноугольных шахтах. На шахтах, несмотря на чередование различных по газоотдаче операций в очистных забоях и переменное по интенсивности выделение газа из выработанного пространства,

общее количество выделяющегося газа остается в течение суток более или менее постоянным. При этом нет оснований изменять объем подаваемого в шахту количества воздуха. На металлических рудниках потребность в воздухе резко меняется: от минимальной (в промежутки между взрыванием шпуров) до максимальной (во время удаления из выработок ядовитых газов после взрывания шпуров обычно в конце смены, а при массовых взрывах — в конце недели). В результате расчетное количество воздуха на угольных шахтах остается для определенного периода времени постоянным.

На металлических рудниках, где добычу ведут в основном взрывными работами, предусматривается два, а иногда и больше режимов проветривания. В Правилах безопасности отражены все основные моменты, от которых зависит количество подаваемого воздуха, а потому, казалось бы, этот объем может быть определен с достаточной точностью. Однако практика показывает, что потребное количество воздуха может быть установлено достаточно точно только для уже работающих рудников и шахт. Для проектируемых шахт и рудников весь расчет может иметь в отдельных случаях только ориентировочный характер. Известны следующие способы расчета потребного количества воздуха: по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в подземных выработках; по суточной добыче; по расходу ВВ; по пылевому фактору. Второй способ основной для угольных шахт, а третий и четвертый — для рудников.

1. Подсчет количества воздуха «по людям»

$$Q_л = nqk, \ м^3/мин, \tag{139}$$

где n — максимальное число людей, которые одновременно могут находиться в руднике;

q — норма воздуха на одного человека (по ЕПБ установлена 6 $м^3/мин$);

k — коэффициент резерва воздуха, принимается равным 1,4—1,6 [46].

2. Подсчет по суточной добыче

По Правилам безопасности количество воздуха, необходимого для проветривания рудника, должно рассчитываться также по углекислоте и по взрывоопасным газам. Однако каких-либо норм для расчета количества воздуха по углекислоте в Правилах безопасности нет, так же как нет и подразделения рудников на группы по выделению углекислоты. Угольные шахты разделены на следующие группы: I — с выделением CO_2 до 5 $м^3$ на 1 $т$ суточной добычи; II — от 5 до 10 $м^3$; III — от 10 до 15 $м^3$; при выделении свыше 15 $м^3$ CO_2 на 1 $т$ суточной добычи шахты относятся к сверхкатегорным. Для шахт I группы установлена норма воздуха 1 $м^3/мин$ воздуха на 1 $т$ суточной добычи, для шахт II группы 1,25 $м^3/мин$ и для шахт III группы 1,5 $м^3/мин$ на 1 $т$.

В действительности эти нормы сильно завышены. В самом деле, если исходить из нормы содержания CO_2 в рудничном воздухе 1%, то при выделении углекислоты в размере до 5 $м^3$ на 1 $т$ потребуется для ее разбавления подавать только 0,347 $м^3/мин$ на 1 $т$ добычи, при выделении 10 $м^3$ на 1 $т$ — 0,694 $м^3$ и т. д. В настоящее время при проектировании вентиляции на металлических рудниках принимают нормы угольных шахт. С нашей точки зрения, правильно было бы принять нормы, установленные ЕПБ для шахт, опасных по выделению метана (см. табл. 44). Расчет количества воздуха по суточной добыче (на углекислый газ или метан) следует вести по формуле

$$Q_д = Tqk,\ м^3/мин, \qquad (140)$$

где T — среднесуточная добыча горной массы, $м^3$;
q — количество воздуха в $м^3$, подаваемое на 1 $м^3$ среднесуточной добычи горной массы, принимается в зависимости от категории рудника согласно данным табл. 44.

Таблица 44

Категория по газу	Количество воздуха на 1 $м^3$ среднесуточной добычи горной массы, $м^3/мин$
I	1,4
II	1,75
III	2,1
Сверхкатегорная	Количество воздуха должно быть таким, чтобы содержание метана в общей исходящей струе воздуха не превышало 0,75%, но не менее 2,1 $м^3/мин$ на 1 $м^3$ среднесуточной добычи горной массы

3. Подсчет количества воздуха по расходу ВВ

На практике довольно часто при подсчете количества воздуха по расходу ВВ применяется способ подсчета на статическое разжижение газов. Он основан на представлении, что в выработках, где осуществляются взрывные работы, образуется некоторый объем загазированного пространства с начальной концентрацией условной окиси углерода. Затем в это пространство подается чистый воздух до тех пор, пока начальная концентрация снизится до предельно допустимой концентрации CO = 0,008% по объему. В основу этого способа подсчета кладутся две величины: а) количество ядовитых продуктов взрыва, принимаемое по ПБ равным 40 $л/кг$, или 0,04 $м^3/кг$; б) время проветривания, по ПБ не свыше 30 $мин$, за исключением случая массовых взрывов. А так как, согласно тем же правилам, ядовитые продукты взрыва должны быть разжижены не менее чем до 0,008%

по объему, то казалось бы, что количество воздуха, которое необходимо подавать, по расходу ВВ будет

$$Q = \frac{A a \cdot 100}{t \cdot 0{,}008}, \ м^3/мин, \qquad (141)$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ, *кг*;
a — газовость ВВ, в пересчете на условную окись углерода принимаемая равной 0,04 $м^3/кг$;
t — время проветривания, *мин*.

В действительности это не так. Приведенная формула была бы справедлива в том случае, если образовавшиеся после взрыва ядовитые газы разбавлялись в замкнутом пространстве, тогда при подаче в это пространство 12 500-кратного объема воздуха (100 : 0,008 = = 12 500) ядовитые газы окажутся действительно разбавленными до 0,008%. На самом деле при взрыве зарядов в забое и подаче в этот забой воздуха происходит не только разбавление газов, но их непрерывное удаление из забоя струей воздуха (что не учитывает формула), и, кроме того, происходит непрерывное разбавление ядовитых газов в районе соприкосновения движущегося облака газов со свежим воздухом, что также не учитывается формулой (141).

В результате разбавление газов происходит быстрее, чем это следует по формуле. Формула (141) не соответствует также процессам, происходящим при производстве взрывных работ при системах с массовым обрушением, когда после взрыва часть газов прорывается из блока на горизонт грохочения или скреперования, а часть остается в блоке и затем постепенно выходит из него при выпуске руды или увлекается в исходящую струю, если блок сообщается с ней. Формула (141) не учитывает действительного объема газовыделения в шахтах и в случае взрыва больших количеств ВВ дает завышенные результаты. Ввиду указанных недостатков она не может быть рекомендована для определения количества воздуха, необходимого для проветривания рудников с развитыми взрывными работами.

Выше были приведены наиболее типичные схемы проветривания рудников. При этом проветриваемое рабочее пространство этих рудников только в некоторых случаях напоминает «лаву», в основном при разработке маломощных месторождений. Гораздо чаще возникает задача подачи воздуха в блок и определения потребного при этом количества воздуха по расходу ВВ. Большое разнообразие систем разработки рудных месторождений затрудняет дать все способы подсчета количества воздуха, поэтому мы приводим способы только для некоторых, наиболее характерных систем.

а. Подсчет количества воздуха для систем разработки, очистное пространство которых представляет штрекообразную выработку

К таким системам относятся: а) системы разработки тонких жил открытым забоем без закладки, с закладкой или с магазинированием руды; б) системы разработки слоевого обрушения при сквозном проветривании очистного пространства.

В этих системах поступающий в рабочее пространство свежий воздух разбавляет и уносит с собой образующуюся при бурении шпуров пыль, а при взрывных работах — газы. Согласно теории В. Н. Воронина, разбавление пыли и газов происходит благодаря турбулентной диффузии в процессе выноса их из рабочего пространства. Если не принимать во внимание это разбавление, то все газы после взрывания шпуров будут удалены тогда, когда воздух в рабочем пространстве пройдет путь, равный длине этого пространства. При этом коэффициент обмена чистого воздуха в выработке будет равен 1. Приняв этот коэффициент равным 4, получим формулу подсчета количества воздуха

$$Q = \frac{LS}{15t}, \quad м^3/сек, \tag{142}$$

где t — время проветривания, *мин*;
L — длина рабочего пространства, *м*;
S — сечение выработки, $м^2$.

Это количество воздуха должно быть проверено как на максимальную скорость (не более 4 *м/сек*), так и на минимальную (желательно не менее 0,5 *м/сек* из условия эффективного выноса пыли при бурении шпуров).

Докт. техн. наук В. Н. Воронин предложил более обоснованную формулу для подсчета вентиляции выработок после взрывных работ:

$$Q = \frac{0{,}4}{t}\sqrt{ASL}, \quad м^3/сек, \tag{143}$$

где A — количество взрываемого ВВ, *кг*.

По сравнению с формулой (142) подсчет по формуле (143) дает результат несколько меньший.

б. Подсчет количества воздуха для систем разработки, рабочее пространство которых представляет камеру, проветриваемую сквозной струей

К таким системам относятся: а) система открытых камер с отбойкой руды минными зарядами, этажными вертикальными скважинами или с подэтажной выемкой при помощи штанговых шпуров; б) вариант системы подэтажного обрушения «камера над дучками»; в) магазинная система с отбойкой руды из очистных забоев. Особенностью всех указанных систем разработки с точки зрения проветривания является то, что из открытой камеры продукты взрыва удаляются под действием так называемых «свободных струй». Подсчет количества воздуха, необходимого для проветривания таких камер, производится по формуле В. Н. Воронина

$$Q = 2{,}3\frac{V_к}{kt}\lg\frac{500A}{V_к}, \quad м^3/сек, \tag{144}$$

где $V_к$ — объем проветриваемой камеры, $м^3$;
k — коэффициент турбулентной диффузии;

t — время проветривания, *сек*;

A — количество одновременно взрываемого ВВ, *кг*.

Коэффициентом турбулентной диффузии называется отношение средней концентрации газов $c_{ср}$ в поперечном сечении ядра постоянной массы $c—c$ (рис. 178), расположенном у противоположной к выходу в камеру ее стороны, к средней концентрации газов в камере $c_к$:

$$k = \frac{c_{ср}}{c_к}.$$

Значение коэффициента турбулентной диффузии находится следующим образом.

1. Если длина камеры $l_к$ удовлетворяет условию

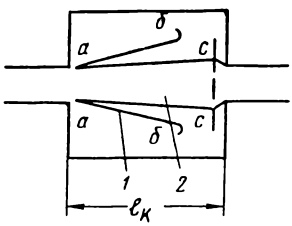


Рис. 178. Схема образования свободной струи в камерообразной выработке

$$\frac{al_к}{\sqrt{S}} \geqslant 0{,}38, \qquad (145)$$

где a — коэффициент, равный 0,06—0,1 (бо́льшие значения следует принимать для сильно шероховатых выработок, по которым поступает воздух в камеру); S — сечение воздухоотдающей выработки, то значение коэффициента k следует выбирать по табл. 45.

Таблица 45

$\frac{al_к}{\sqrt{S}}$	k	$\frac{al_к}{\sqrt{S}}$	k	$\frac{al_к}{\sqrt{S}}$	k
0,013	0,019	0,101	0,122	0,376	0,300
0,025	0,038	0,112	0,133	0,420	0,335
0,084	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

2. Если длина камеры не удовлетворяет условию (145), то значение коэффициента турбулентной диффузии определяется по формуле

$$k = 1{,}35\frac{al_к}{\sqrt{S}}. \qquad (146)$$

Пример. Подсчитать количество воздуха, необходимое для проветривания камеры длиной 20 *м* и сечением 40 *м*², если $S = 4$ *м*²; $a = 0{,}1$; $A = 1000$ *кг* и $t = 30$ *мин*.

Так как

$$\frac{al_к}{\sqrt{S}} = \frac{0{,}1 \cdot 25}{\sqrt{4}} = 1{,}25 \geqslant 0{,}38,$$

то по табл. 45 находим значение коэффициента турбулентной диффузии $k = 0{,}612$; затем, подставляя эти значения в формулу (144), получаем

$$Q = 2{,}3 \frac{V_к}{kt} \lg \frac{500A}{V_к} = 2{,}3 \frac{800}{0{,}612 \cdot 30 \cdot 60} \cdot \lg \frac{500 \cdot 1000}{800} =$$

$$= 4{,}8 \ м^3/сек = 288 \ м^3/мин.$$

Коэффициенты турбулентной диффузии полных круглых свободных струй приведены в табл. 45.

в. Подсчет количества воздуха для систем разработки с массовым обрушением руды

К этим системам относят: 1) камерная с послойной отбойкой руды горизонтальными скважинами; 2) подэтажного обрушения (варианты «закрытый веер» и глубокими скважинами); 3) этажного самообрушения; 4) этажного принудительного обрушения.

Взрывные работы при этих системах производят внутри замкнутого пространства, которое не проветривается сквозной струей. Это пространство может быть ограничено целиками руды и потолочной или же с одной стороны и сверху могут находиться обрушенные породы. В почве камеры располагаются воронки, сообщающиеся дучками с выработками горизонта скреперования или грохочения.

После взрывания зарядов в камере образуется некоторый объем газов, находящихся под значительным давлением. Под действием этого давления газы выбрасываются — через дучки на горизонт скреперования и частично в отработанные и обрушенные смежные блоки. Часть газов остается продолжительное время в свободном пространстве камеры и между кусками взорванной руды. Эти газы выходят из камеры по мере выпуска руды. Поэтому при этих системах неизбежно два режима проветривания блока и рудника в целом:

1) режим усиленного проветривания рудника, при котором необходимо подать значительное количество воздуха в течение сравнительно короткого промежутка времени для разбавления и удаления газов, заполняющих выработки, прилегающие к блоку как в сторону исходящей, так и в сторону поступающей струи;

2) режим нормального проветривания, при котором необходимо подать количество воздуха, достаточное для выноса газов, выделяющихся при выпуске руды, а также газов, образующихся при вторичном дроблении.

Количество воздуха для указанных режимов проветривания рудника подсчитывается по методу и формулам проф. С. И. Луговского.

А. Подсчет количества воздуха, необходимого для усиленного режима проветривания блоков

Количество воздуха подсчитывается по формуле проф. С. И. Луговского

$$Q_{уо} = \frac{N}{t}\sqrt{A_у V_в},\ м^3/мин, \qquad (147)$$

где N — коэффициент пропорциональности, принимаемый равным 40,3 — для системы подэтажного обрушения и камерной системы с послойной отбойкой руды глубокими скважинами; 50 — для системы этажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами;

t — время проветривания, *мин*;

Таблица 46

Система разработки	Число поверхностей контакта отбитой руды со стенками выработки или величина вентиляционной нагрузки	Значение коэффициента i
Подэтажное обрушение (вариант закрытый веер)	Верхняя и одна боковая	0,193
	Верхняя и две-три боковые	0,142
Подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Одна верхняя	0,085
	Верхняя и одна боковая	0,058
	Верхняя и две боковые	0,047
Этажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Одна верхняя	0,157
	Верхняя и одна боковая	0,125
	Верхняя и две-три боковые	0,115
Камерная система с послойной отбойкой руды глубокими скважинами при начальных вентиляционных нагрузках: *		
$B_0 < 3$ *м³/кг*		0,175
$B_0 = 3$—10 *м³/кг*		0,25
$B_0 > 10$ *м³/кг*		0,3

* Начальная вентиляционная нагрузка камеры равна объему камеры $V_к$, приходящемуся на 1 *кг* ВВ, взрываемого в камере $\left(B_0 = \frac{V_к}{A}\right)$, *м³/кг*.

$A_у$ — условный заряд ВВ, величина которого соответствует объему газовыделения в выработки блока после массового взрыва, *кг*;

$V_в$ — объем загазированных выработок, определяемый из выражения

$$V_в = V_{исх} + A_у b_a,$$

где $V_{исх}$ — объем выработок в сторону исходящей струи, считая от данного блока до земной поверхности, *м*^{3};

b_a — объем всех газов, образующихся при взрывании 1 *кг* ВВ, принимаемый равным 0,9 *м*^{3}/*кг*.

Величина условного заряда $A_у$ определяется из выражения

$$A_у = iA,$$

где A — заряд ВВ, взорванный в блоке при массовом взрыве, *кг*;

i — коэффициент, учитывающий фактический объем газовыделения в выработки рудника.

Значения коэффициента i приведены в табл. 46.

Б. Подсчет количества воздуха, необходимого для нормального режима проветривания блоков

Так как концентрация окиси углерода примерно пропорциональна количеству руды, проф. С. И. Луговской предлагает для подсчета количества воздуха при «нормальном» режиме проветривания следующую формулу:

$$Q_п = \frac{40{,}3}{t}\sqrt{A_у V_в},\ м^3/мин, \qquad (148)$$

где t — время проветривания после взрыва заряда для вторичного дробления; его можно принимать равным 5 *мин*;

$A_у$ — величина условного заряда ВВ, газовыделение которого равно сумме газовыделений из выпускаемой и раздробляемой руды;

$V_в$ — объем проветриваемой выработки (орта), считая от ее начала до сборной вентиляционной сбойки, *м*^{3}.

Величина условного заряда составит

$$A_у = A_1 + A_2, \qquad (149)$$

где A_1 — количество ВВ, соответствующее газовыделению из отбитой руды;

A_2 — количество ВВ при вторичном дроблении.

Для первого слагаемого

$$A_1 = \xi\frac{P_0 V_{св} t'}{\gamma_р t_в b_a},\ кг, \qquad (150)$$

где ξ — коэффициент, учитывающий более интенсивное газовыделение в начальный период выпуска (его значение по промышленным опытам составляет 2,7);

P_c — суточное количество руды, выпускаемой из дучек данного орта, *т*;
$V_{св}$ — свободный объем руды, принимаемый равным 0,3 *м*³/*м*³;
$\gamma_р$ — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, *т*/*м*³;
$t_в$ — время выпуска руды в течение суток, *сек*;
b_a — общее газовыделение 1 *кг* ВВ, равное 0,9 *м*³/*кг*;
t' — время проветривания, принимаемое равным 5 *мин*.

г. Подсчет количества воздуха, необходимого для проветривания блоков при системе этажного самообрушения

Схема проветривания при системе этажного самообрушения показана на рис. 179. Свежий воздух, поступивший в блок из основного откаточного штрека, поднимается на горизонт скреперования по восстающим *1* и *2*. На этом горизонте воздух поступает с двух сторон в орты скреперования *3*, омывает их и, соединившись посередине

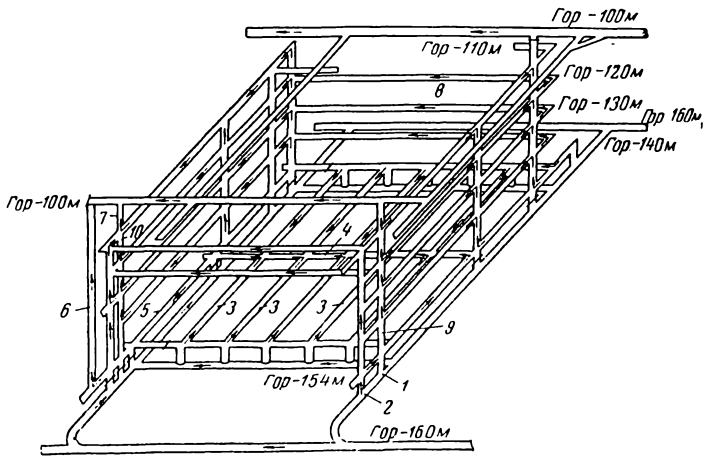


Рис. 179. Схема проветривания блока при системе разработки этажным самообрушением

блока в центральной вентиляционной сбойке *4*, поступает по ней к пограничной выработке *5*, а из последней по восстающему *6* на вентиляционный горизонт *7*. Другая часть воздуха распределяется по окаймляющим выработкам *8*, после чего по восстающим *9* и *10* выходит на тот же вентиляционный горизонт. При не очень крепкой руде центральная вентиляционная сбойка *4* под влиянием сильного давления быстро выходит из строя; в этом случае ее проходят на расстоянии 4—6 *м* ниже горизонта скреперования и сбивают с ним небольшими дучками.

Подсчет количества воздуха при этой системе производят по формуле

$$Q = \frac{40{,}3}{t}\sqrt{AV_з}.$$

В этой формуле в зависимости от рода взрывных работ принимают: 1) при подсечке массива — время проветривания t равным 30 *мин*, включая в загазированный объем все выработки до поверхности; 2) при выпуске руды и дроблении негабарита t равным 5 *мин* и загазированный объем — только орт скреперования, от лебедки до сборной вентиляционной сбойки. Подсчитанное количество воздуха проверяется по пылевому фактору.

д. Подсчет количества воздуха для проветривания добычных участков при камерной системе разработки (калийные рудники)

Общее количество воздуха, необходимого для проветривания участка, определяется как сумма его количеств, подсчитанных по каждой рабочей камере и каждому подготовительному забою участка. Расчет ведут по наибольшему числу одновременно взрываемых очистных и подготовительных забоев

$$Q_{уч} = \sum Q_к + \sum Q_{под},$$

где $\sum Q_к$ — суммарное количество воздуха, необходимое для проветривания всех очистных забоев участка, *м³/мин*;

$\sum Q_{под}$ — суммарное количество воздуха, необходимое для проветривания подготовительных забоев участка, *м³/мин*.

Порядок расчета количества воздуха для подготовительных забоев изложен в главе XI части второй.

Количество воздуха, необходимое для вентиляции очистных камер, определяется в зависимости от схемы ее проветривания по формулам докт. техн. наук И. И. Медведева:

для камер, проветриваемых сквозной струей (рис. 180, *а* и *б*)

$$Q_{ск} = \frac{3S\,(0{,}5A + 5)}{t},\ м^3/мин, \qquad (151)$$

где S — площадь поперечного сечения камеры, *м²*;

A — количество ВВ, одновременно взрываемого в камере, *кг*;

t — время проветривания камер, принимаемое в соответствии с Правилами безопасности, *мин*;

для тупиковых камер, проветриваемых свободной струей (рис. 180, *в* и *г*),

$$Q_{св} = 2{,}3\,\frac{Vk_у}{t}\lg\frac{500A}{V_{з.\,о}},\ м^3/мин, \qquad (152)$$

где V — объем проветриваемой части камеры, равной произведению площади сечения камеры S на длину камеры l, *м³*;

$k_у$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в нагнетательном трубопроводе длиной $L_{тр}$

$$k_у = 1 + 0{,}002L_{тр},$$

где $V_{з.о}$ — объем зоны отброса газов,

$$V_{з.о} = S(0{,}5A + 5),\ м^3$$

(остальные обозначения прежние);

для тупиковых камер, проветриваемых комбинированными турбулентными потоками (рис. 180, *д* и *е*), при проветривании чистой струей

$$Q_{ком} = \frac{k_т(0{,}8 - 0{,}0017L)}{t}\sqrt{VV_{з.о}\frac{C_0}{C}},\ м^3/мин; \qquad (153)$$

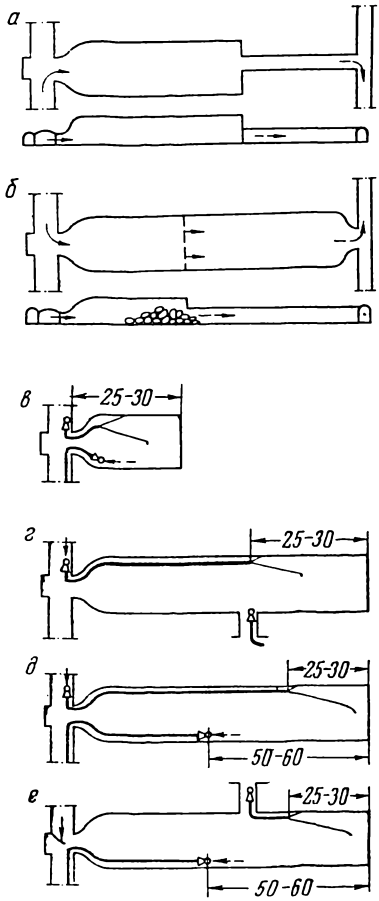


Рис. 180. Схема проветривания камер в калийных рудниках

при проветривании частично загазованной струей

$$Q_{ком} = \frac{k_т(0{,}8 - 0{,}0017L)}{t}\sqrt{VV_{з.о}\frac{C_0 - C'_n}{C - C'_n}}, \qquad (154)$$

где L — расстояние от забоя до всаса отсасывающего вентилятора, *м*;

V — объем проветриваемой части камеры, равный произведению площади ее сечения S на длину L от забоя до всаса отсасывающего вентилятора, *м*;

C_0 — начальная концентрация условной окиси углерода подсчитывается по формуле

$$C_0 = \frac{100Ab}{V_{з.о}},$$

b — количество условной окиси углерода при взрывании 1 *кг* ВВ, согласно ЕПБ $b = 0{,}04\ м^3/кг$;

C'_n — концентрация условной окиси углерода (% по объему) в струе, поступающей в n камеру, определяемая из выражения

$$C'_n = \frac{(Q_1 + Q_2 + \ldots + Q_n)C}{(Q_1 + Q_2 + \ldots + Q_n)},\ \%,$$

где Q_1, Q_2, Q_n — количество воздуха, необходимое для проветривания первой, второй и т. д. камеры, без учета загазования струи.

C — максимально допустимая концентрация, равная 0,008%.

Подсчет количества воздуха по пылевому фактору

Основная масса пыли образуется при бурении шпуров (до 85%) и поднимается в воздух при ведении взрывных работ. Борьбу с этой пылью в настоящее время ведут в основном с помощью воды (мокрое бурение и орошение), кроме того, в дополнение к данным способам пылеподавления применяют также деятельное проветривание рабочих мест для удаления мельчайшей взвешенной в воздухе пыли, не улавливаемой водой.

Так как наибольшее количество пыли образуется при буровых работах, то по этому количеству и следует подсчитывать объем воздуха при проходке подготовительных и нарезных выработок. При прочих производственных процессах — погрузке, скреперовании, выпуске из люков — образуется меньшее количество пыли. Много пыли образуется на горизонте выпуска руды из воронок — в основном при дроблении негабарита, а также (в меньшем количестве) при выпуске руды и скреперовании.

Общепринятого способа подсчета количества воздуха по пылевому фактору для данного случая пока нет. Из наиболее простых способов можно указать на подсчет по средней скорости движения воздуха, обеспечивающего вынос пыли (от 0,4 до 0,5 *м/сек*). Наиболее правилен расчет, основанный на закономерностях аэродинамического процесса разбавления и выноса пыли из сквозной выработки. Однако пока нет проверенной формулы для расчета по данному способу.

Докт. техн. наук В. В. Нединым приведены данные об эффективности различных способов проветривания после взрывания шпуров для удаления поднятой при взрыве пыли и образовавшихся газов. В. В. Нединым по результатам опытных исследований сделаны следующие выводы:

1) нагнетательное проветривание позволяет достигнуть санитарной нормы по пыли спустя примерно 30 *мин* после включения вентилятора при скорости воздуха 0,2 *м/сек* и через 15 *мин* при скорости 0,4 *м/сек*; при всасывающем способе эти результаты достигались только спустя 45—105 *мин*;

2) при проветривании только сжатым воздухом санитарная норма по пыли достигалась спустя 135 *мин*;

3) необходимо, чтобы конец нагнетательного воздухопровода находился на расстоянии 6 *м* или не более 10 *м* от забоя;

4) при всасывающем способе проветривания запыленность на рабочем месте бурильщика спустя 90 *мин* после включения вентилятора была в 3 раза выше санитарной нормы;

5) концентрация ядовитых газов снижается до нормы (0,008%) при работе нагнетательного вентилятора за 15 *мин* при скорости движения воздуха 0,4 *м/сек* и при проветривании сжатым воздухом — 2 *ч*.

Ниже приведен сокращенный способ подсчета количества воздуха по пылевому фактору, предложенный докт. техн. наук В. Н. Ворониным. Все рудники отнесены им к одной из следующих категорий:

Категория рудников	I	II	III	Сверх-категорные
Размер пыли, μ . . .	<5—10	5—10	5—10	5—10
Количество пыли, *мг/м*	1000	1000—5000	5000—20000	>20 000

Классификация составлена на основании данных по пылеобразованию во время бурения и погрузки, причем за единицу времени принято среднее время добычи 1 *м* руды, а именно

$$T = \frac{24 \cdot 60}{A} \cdot \frac{\delta}{\delta_0},$$

где A — суточная добыча рудника, *м*;
δ — число добычных смен в сутки;
δ_0 — число смен в сутки.

К I категории при условии бурения с промывкой и использованием орошения относятся рудники, применяющие системы с этажным естественным обрушением или им подобными.

Ко II категории относятся рудники, работающие с мокрым бурением и орошением, применяющие системы с этажным принудительным обрушением, с подэтажным обрушением, с магазинированием руды и с закладкой.

К III категории — рудники, применяющие системы со слоевым и подэтажным обрушением.

К сверхкатегорным — рудники, где не проводятся противопыльные мероприятия.

Количество пыли, необходимое для отнесения рудника к той или иной категории по пыли, определяется по формуле

$$B = \frac{l_1}{v_1} n_1 + \frac{l_2}{v_2} n_2 + q_{\text{п}}, \ мг/м,$$

где l_1 и l_2 — длина шпуров, приходящаяся на 1 *м* добычи (мокрое и сухое бурение), *м*;
v_1 и v_2 — средняя скорость мокрого и сухого бурения по руде и породе, *м/сек*;
n_1 и n_2 — количество вредной пыли, выделяющейся из шпура при бурении одним перфоратором при мокром и сухом бурении, *мг/сек*;
$q_{\text{п}}$ — количество вредной пыли, выделяющейся при всех видах погрузки, *мг/м*.

Средние скорости бурения v_2 и v_2 могут быть определены по следующим формулам:

$$v_1 = \frac{v_1' l_1' + v_1'' l_1''}{l_1' + l_1''}, \ м/сек; \tag{155}$$

$$v_2 = \frac{v_2' l_2' + v_2'' l_2''}{l_2' + l_2''}, \ м/сек, \tag{156}$$

где v_1' и v_1'' — скорость бурения по руде и породе с промывкой, *м/сек*;

v_2' и v_2'' — то же, без промывки;

l_1' и l_1'' — количество шпурометров на 1 m добычи при мокром бурении по руде и породе;

l_2' и l_2'' — то же, при бурении без промывки. Количество воздуха подсчитывается по формуле

$$Q = \frac{AB\delta_0}{24 \cdot 60 \cdot \delta (n - n_0) k}, \; м^3/мин, \qquad (157)$$

где A — среднесуточная добыча, m;

B — количество дисперсной пыли, выделяющееся в атмосферу (подсчитывается по способу, указанному выше), $мг/m$;

δ_0 — число рабочих смен в сутки;

δ — число добычных смен в сутки;

n — допустимая концентрация пыли ($n = 2$ $мг/м^3$);

n_0 — концентрация пыли в поступающем воздухе (не более 0,2 $мг/м^3$);

k — коэффициент полезного действия вентиляционной струи.

Ниже приведены значения коэффициента k при разработке.

Открытым забоем в небольших рудных телах	0,8—0,9
Подэтажными штреками	0,9—1,0
Сплошной выемкой с нерегулярными столбами при мощности менее 3 $м$ и угле падения 0—25°	0,7—0,8
С магазинированием руды	0,8—0,9
С закладкой	0,7—0,8
С креплением крепежными рамами без закладки и с закладкой	0,7—0,8

Коэффициенты не приводятся для систем: камерно-столбовой, с регулярным расположением столбов с распорной крепью и с частичным магазинированием руды, так как для них невозможно создать активные воздушные потоки из-за большого объема рабочих пространств.

В. Н. Воронин предложил следующие нормы подачи воздуха по пылевому фактору на 1 m суточной добычи (при условии, что $\delta_0 = \delta$ и $n_0 = 0{,}2$ $мг/м^3$).

Категория рудников	I	II	III	Сверхкатегорные
Количество воздуха, $м^3/мин$	0,4	0,4—2	2—8	>8

Так как подача воздуха в количестве, превышающем 2 $м^3/мин$ на 1 m руды, весьма затруднительна, то осуществление общерудничного противопылевого вентиляционного режима на рудниках III категории и сверхкатегорных невозможно. Такие рудники следует переводить в низшие категории по пыли с широким применением противопылевых мероприятий.

Приведенные выше рекомендации В. Н. Воронина представляют значительный интерес. Необходимо проверить предлагаемые им нормы при проектировании и на действующих металлических рудниках.

Подсчет общерудничного количества воздуха

Общее количество воздуха для рудника может быть установлено как сумма количеств воздуха: подаваемого в рабочие блоки; подаваемого в блоки, находящиеся в стадии нарезки; направляемого в подготовительные выработки.

Из полученных различными способами подсчетов количества воздуха — по людям, по добыче и по расходу ВВ (или по пыли) — выбирают наибольшее.

Если взрывные работы в отдельных блоках или камерах производят в разное время, то можно сократить время проветривания, или запроектировать вентилятор меньшей производительности, или при помощи установки в соответствующих местах вентиляционных дверей регулировать подачу воздуха, направляемого для проветривания указанных камер и блоков.

Проверка количества воздуха на скорость его движения. По Правилам безопасности скорость движения воздуха в очистных забоях не должна быть менее 0,25 *м/сек*, в подготовительных выработках не ниже 0,15 *м/сек*. Максимальная скорость движения воздуха не должна превышать: в очистных и подготовительных выработках 4 *м/сек*; в квершлагах, главных откаточных и вентиляционных выработках 8 *м/сек*; в остальных выработках 6 *м/сек*; в стволах с движением людей и грузов 8 *м/сек*, только грузов — 12 *м/сек*; в стволах, не оборудованных подъемом, а также в каналах вентиляторов 15 *м/сек*.

Поправка на утечки воздуха. Количество воздуха, полученное расчетом, должно быть умножено на коэффициент запаса, который учитывает подземные утечки воздуха, проветривание резервных блоков и обособленное проветривание камер.

В «Основных положениях для составления комплексного проекта реконструкции и модернизации шахт Донбасса» коэффициент запаса принят равным 1,45. Для рудников установленного коэффициента нет, и обычно его принимают таким же, как для угольных шахт. С. И. Луговский предложил для шахт Криворожского бассейна следующие коэффициенты запаса воздуха [46]: для шахт, не имеющих в зоне обрушения старых карьеров, 1,4; для шахт, имеющих в зоне обрушения старые карьеры в одном крыле, 1,5; то же, на обоих крыльях — 1,6.

§ 3. Распределение воздуха по отдельным участкам и забоям

Распределение воздуха по рудным залежам, блокам и т. д. производится в зависимости от тех факторов, по которым получено максимальное количество воздуха. Например, если общерудничное количество воздуха принято по расходу ВВ, то распределение воздуха по потребителям производится по расходу ВВ. В тех случаях, когда максимальное количество воздуха Q_{max} получилось при расчете по газовыделению, воздух распределяется пропорционально добыче.

Если значение Q_{max} получилось при расчете по людям, то его можно распределять пропорционально количеству людей, занятых на участках.

Несмотря на то что в общерудничное количество воздуха входит 45% запаса на предполагаемые утечки воздуха и эта часть воздуха теряется на пути к забоям, обычно в целях упрощения подсчета депрессии принимают, что весь воздух доходит до забоев. Проветривание подземных складов ВМ, электровозных гаражей и других камер должно производиться самостоятельными свежими струями за счет этого запаса воздуха, который заключается в общерудничном количестве воздуха $Q_р$.

§ 4. Определение депрессии рудника

Величина общерудничной депрессии определяется из выражения

$$h_р = h + kh + h_е, \tag{158}$$

где h — суммарная расчетная депрессия всех выработок, образующих струю, от устья воздухоподающего ствола до устья вентиляционного ствола;

k — коэффициент, учитывающий депрессию местных сопротивлений на всем пути движения воздуха; его значения следует принимать 1,1 ÷ 1,15;

$h_е$ — депрессия естественной тяги, *мм вод. ст.*

Для подсчета депрессии выбирается та вентиляционная струя, депрессия которой будет наибольшей. Это обычно бывает струя с наибольшим количеством воздуха и наиболее протяженная. Депрессию остальных струй можно не подсчитывать, так как депрессия, обеспечивающая подачу воздуха по самому трудному направлению, т. е. наибольшая, всегда обеспечит подачу воздуха по более легким направлениям.

Депрессия отдельных последовательно соединенных участков струи подсчитывается по формуле (31)

$$h = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \text{ мм вод. ст.}$$

Подсчет депрессии удобно производить по форме, приведенной в табл. 47.

В эту форму записывают по порядку все выработки, образующие струю наибольшей депрессии, а также по графам все параметры выработок и необходимые данные для расчета.

В конце таблицы подводится итог — это и будет расчетная депрессия рудника h.

К этой депрессии прибавляется потеря давления на неучтенные местные сопротивления (повороты, расширения и сужения и т. п.) в размере 10—15% от общерудничной депрессии.

Таблица 47

Участок	Название выработки	Род крепи	Коэффициент аэродинамического сопротивления α	Длина выработки L, м	Периметр выработки P, м	Площадь сечения выработки S, м²	S^3	Сопротивление участка выработки длиной 100 м, R_{100}	Количество воздуха, проходящего по выработке, Q, м³/сек	Q^2	Депрессия участка, мм вод. ст.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

При двух режимах проветривания депрессия шахты определяется для каждого режима. Однако при этом нет необходимости в двух расчетах, достаточно подсчитать депрессию для одного режима и умножить полученную депрессию на выражение $\left(\frac{Q^2}{Q^1}\right)^2$ (Q_2 — количество воздуха при другом режиме проветривания шахты).

Суммарная расчетная депрессия шахты не должна быть очень высокой; при большой депрессии увеличиваются утечки воздуха, что неблагоприятно отражается на процессе окисления и самовозгорания колчеданных руд. Высокая депрессия нежелательна также по экономическим соображениям — расходы на электроэнергию пропорциональны депрессии.

Уменьшения депрессии шахты можно достигнуть [73]:

расширением выработок, депрессии которых очень велики; этот способ весьма эффективен, так как аэродинамическое сопротивление при увеличении сечения выработки с S_1 до S_2 уменьшается в $\left(\frac{S_1}{S_2}\right)^{2,5}$ раз;

проходкой двух выработок вместо одной; если сечение обеих выработок одинаковое, то их общее сопротивление будет в 4 раза меньше сопротивления одной выработки;

уменьшением аэродинамического сопротивления выработок путем обшивки деревянной крепи обаполами или затяжкой стен выработок полотнищами из винипласта.

Уменьшение депрессии шахты может быть достигнуто также следующим способом. Выше было указано, что расчет депрессии рудника следует производить по струе наибольшей депрессии, при этом предполагается, что на остальных струях будут установлены перемычки с окнами и что депрессия, теряемая в этих окнах, будет равна разнице между наибольшей депрессией и отдельных струй. В некоторых случаях эта разница может быть большая, и если по данной выработке проходит много воздуха, то перерасход энергии на преодоление сопротивления окна может быть весьма ощутимым.

Пусть, например *, депрессия струи равна 200 *мм вод. ст.*, депрессия всех остальных струй составляет всего 150 *мм вод. ст.* Тогда, если количество воздуха в каждой из этих струй равно, например 20 $м^3/сек$, и число струй равно пяти, дополнительный расход мощности на преодоление сопротивления пяти окон будет равен

$$\frac{5 \cdot 50 \cdot 20}{120 \cdot 0{,}6} = 81{,}6 \text{ } квт.$$

Вместо этого можно установить на струе наибольшей депрессии участковый вентилятор, потребляемая им мощность при том же количестве воздуха 20 $м^3/сек$ будет равна всего 16,4 *квт*.

Этот способ снижения величины депрессии рудника (в данном случае на 50 *мм*) весьма экономичный, поскольку затраты на установку вентилятора быстро окупятся в расходе энергии.

Согласно формуле (158) при определении депрессии рудника должна учитываться естественная тяга. На неглубоких рудниках она зимой положительна, а летом отрицательна; в глубоких рудниках естественная тяга, как правило, положительна и своего направления не меняет.

При положительной естественной тяге и небольшой величине ее обычно не учитывают, и то увеличение дебита, которое она дает, идет в запас. Однако на глубоких рудниках, где величина $h_е$ может составить десятки миллиметров, в зимнее время года следует на соответствующую величину уменьшить депрессию вентилятора главного проветривания и получать значительную экономию электроэнергии.

Отрицательная естественная тяга должна подсчитываться при проектировании вентиляции и прибавляться к расчетной депрессии.

Величину естественной тяги $h_е$ рекомендуется определять по формуле (77). Особенно внимательно следует подсчитывать депрессию естественной тяги при вскрытии месторождения штольней и при большой разнице отметок между устьями воздухоподающей и выдающей выработок.

Естественная тяга в ряде случаев может настолько влиять на проветривание, что фактическое его состояние после пуска рудника в эксплуатацию будет очень далеко от запроектированного.

К таким рудникам относятся:

а) рудники, где подземные работы через обрушенные породы (при системе разработки с обрушением) будут сообщаться с поверхностью;

б) рудники, где подземные работы сообщаются с поверхностью через старые открытые выработки, расположенные над рудным телом.

В обоих случаях эквивалентное отверстие рудника будет очень большим и вентиляторы будут давать много воздуха, однако состояние проветривания рудника будет тяжелое.

---

* Пример составлен проф. В. Б. Комаровым.

§ 5. Выбор вентилятора главного проветривания

Выбор вентилятора главного проветривания производят на основе полученных данных $Q_р$ и $h_р$.

Для получения производительности вентилятора общерудничное количество воздуха $Q_р$ умножается на коэффициент, учитывающий подсос воздуха через неплотности устья вентиляционной шахты и канал вентилятора.

Этот коэффициент принимается равным [74]:

при установке вентиляторов на скиповом стволе — 1,25; на клетевом стволе — 1,2; на стволах и шурфах, не используемых для подъема, — 1,1; на шурфах, используемых для подъема и спуска материалов, — 1,3.

Выбранный вентилятор должен обеспечить проектируемый рудник необходимым количеством воздуха в течение всего срока его существования (или части этого срока). Если продолжительность разработки шахтного поля велика, то срок эксплуатации вентиляторной установки принимается равным 20—25 годам. При этом к. п. д. вентилятора должен быть не менее 0,7.

Ниже приведен упрощенный способ выбора вентилятора, который позволяет с достаточной точностью подобрать необходимый для данных условий диаметр колеса вентилятора, число его оборотов и угол установки лопаток (если вентилятор осевой).

Последовательность расчета

1. Находится эквивалентное отверстие рудника

$$A_р = 0{,}38\frac{Q_р}{\sqrt{h_р}},\ м^2.$$

2. Ориентировочно определяется диаметр колеса вентилятора

$$D = \sqrt{\frac{A}{0{,}44}},\ м.$$

3. По найденному диаметру колеса вентилятора подсчитывается сопротивление вентиляторной установки

$$R_{в.у} = a\frac{\pi}{D^4},\ к\mu;$$

значение коэффициента a принимается равным:

для осевых вентиляторов при статических характеристиках 0,02—0,03 и при полных 0,04—0,05;

для центробежных вентиляторов в случае поворота струи из канала во всасывающие патрубки — на 0,01—0,02 больше, чем для осевых.

4. Полная расчетная величина депрессии вентилятора

$$h_в = (kR_р + R_{в.у})\,Q_в^2,\ мм\ вод.\ ст.,$$

где k — коэффициент подсоса;

$$k = \frac{1}{\left(1 + \frac{p}{100}\right)^2},$$

p — подсос «накоротко», %.

По найденным значениям $Q_в$ и $h_в$ находят на подходящей характеристике вентилятора точку, соответствующую значениям $Q_в$ и $h_в$.

Выбранный по данному способу вентилятор главного проветривания должен обеспечить подачу необходимого количества воздуха в течение всего срока службы рудника. Однако этот вентилятор не будет экономически наивыгоднейшим. Используя данный способ для предварительного определения диаметра колеса вентилятора, следует выполнить более точный расчет, с учетом минимальной величины аэродинамического сопротивления рудника, и выбрать такой вентилятор, у которого средневзвешенный к. п. д. за время его работы будет наибольшим.

Этот способ подробно излагается в курсах горной механики.

При проветривании рудника несколькими вентиляторами каждый из них выбирается совершенно аналогично.

Выбор привода вентиляторной установки. В качестве привода главных вентиляторов обычно применяют асинхронные двигатели. Начиная с мощности около 200 *кв*, выгоднее применять синхронные двигатели с механической или электрической передачей, чтобы иметь возможность регулирования режима работы вентилятора.

По Правилам безопасности работа вентиляторной установки без машиниста допускается при условии выполнения следующих требований:

1) вентиляторная установка должна быть оборудована аппаратурой для дистанционного контроля депрессии и дебита вентиляторов, а также устройствами для дистанционного пуска и остановки двигателей вентиляторов;

2) средства дистанционного управления и контроля должны пройти предварительную производственную проверку в течение не менее чем 720 *ч*;

3) пульт дистанционного управления и контроля должен находиться в диспетчерском пункте на поверхности, где каждый час должна производиться запись депрессии и дебита вентилятора.

Значительная экономия может быть достигнута путем автоматизации работы вентиляторных установок на шахтах с большим числом вентиляторов.

Главная вентиляторная установка должна состоять из вентиляторного агрегата (вентилятора и двигателя) и резервного двигателя. Главные вентиляторные установки должны быть оборудованы реверсивными устройствами, позволяющими производить не более чем

за 10 *мин* изменение направления движения вентиляционной струи, причем количество воздуха, проходящего по выработкам после реверсирования вентилятора, должно быть не менее 60% его количества при нормальном направлении вентиляционной струи.

Исправность действия реверсивных устройств должна проверяться не реже одного раза в месяц и, кроме того, не реже двух раз в год эта проверка должна сопровождаться замером количества воздуха в горных выработках по схеме, предусмотренной планом ликвидации аварий.

На тех рудниках, где предусмотрено несколько режимов работы вентилятора в зависимости от характера выполняемых операций, график работы главного и вспомогательного вентиляторов должен быть утвержден главным инженером рудника.

Главные вентиляторные установки должны быть снабжены тахометром, депрессиометром и волюмометром, а вспомогательные вентиляторы — депрессиометром.

§ 6. Подсчет стоимости вентиляции

Стоимость вентиляции складывается из следующих основных статей затрат:

1) стоимости погашения капитальных затрат на приобретение вентилятора и двигателя, фундамента, здания вентилятора, канала вентилятора и реверсивных устройств;

2) стоимости электроэнергии, потребляемой вентилятором;

3) стоимости смазки и ремонта вентилятора и двигателей;

4) стоимости различных вентиляционных сооружений и вентиляционного оборудования;

5) заработной платы лицам вентиляционного надзора.

Основными горнотехническими факторами, влияющими на стоимость вентиляции, являются: производственная мощность рудника, протяженность шахтного поля, расход ВВ на 1 *т* добычи.

В табл. 48 приведена примерная смета затрат (в рублях) по вентиляции для рудников с годовой производственной мощностью 600 тыс. *т* [41].

Годовой расход электроэнергии для главного вентилятора определяется по формуле

$$\frac{Q_в \frac{1}{2}(h_{max} + h_{min})}{60 \cdot 102 \eta_1 \eta_2 \eta_3 \eta_4 \eta_5} nT, \qquad (159)$$

где $Q_в$ — производительность вентилятора, *м*³/*мин*;
h_{max} — максимальная депрессия, *мм вод. ст.*;
h_{min} — минимальная депрессия, *мм вод. ст.*;
η_1 — средний к. п. д. вентилятора;
η_2 — к. п. д. двигателя, равный 0,85—0,95;
η_3 — к. п. д. передачи, равный 0,9—0,95;
η_4 — к. п. д. регулирования (потери энергии при регулировании работы вентилятора), равный 0,8;

$\eta_б$ — к. п. д. электрической сети, равный 0,95;
n — число часов работы вентилятора в сутки;
T — число рабочих дней в году.

Для рудников, на которых режим работы вентилятора не остается постоянным, формула (159) должна быть изменена. Годовые амортизационные отчисления принимаются в размере: для зданий — 2,7% от стоимости, для оборудования — 9,7% и для сооружений — 3,5%.

Таблица 48

Статьи затрат	На 1 m добычи	На 1 млн. м³ воздуха
Амортизация	0,04	27,60
Электроэнергия	0,23	131,17
Материалы	0,01	2,85
Основная и дополнительная заработная плата	0,14	82,20
Начисления на заработную плату	0,01	7,40
Денежные расходы	0,01	0,95
Итого по смете на производство	0,44	252,17
Услуги:		
ремонтно-механического цеха	0,01	3,81
транспорта	0,01	2,28
парокотельной (обогрев калориферов)	0,33	193,75
телефонной станции	0,003	1,72
Всего затрат	0,79	453,73

Приведенные затраты относятся только к вентиляторной установке. К этим затратам необходимо прибавить заработную плату лиц вентиляционного надзора (начальника вентиляции, его помощников, десятников, газомерщиков и т. д.), стоимость оборудования, материалов, вентиляционных сооружений.

На газовых угольных шахтах стоимость проветривания возрастает с увеличением газообильности, на рудниках — с увеличением удельного расхода ВМ. С увеличением эквивалентного отверстия шахты (при прочих равных условиях) стоимость проветривания должна быть ниже. С увеличением производственной мощности рудника существенно снижается стоимость проветривания по статьям «заработная плата» и «начисления».

Для уменьшения стоимости проветривания следует: принимать меры к снижению депрессии рудника; на сильно газовых шахтах применять дренаж газа; бороться с утечками воздуха; выбирать вентилятор с более высоким к. п. д.

Одним из мероприятий, способствующих уменьшению депрессии рудника, является увеличение площади сечения выработок. Поэтому возникает вопрос об экономически наивыгоднейших размерах горных выработок, при которых суммарные расходы на проведение,

их поддержание и на вентиляцию (в основном на электроэнергию) были бы минимальными.

В литературе имеются примеры решения этой задачи с различной степенью приближения к фактическим шахтным условиям. При этом составляется уравнение, в которое входят выраженные в функции от сечения выработки расходы на проходку и поддержание данной выработки, а также стоимость электроэнергии, потребляемой вентиляторной установкой за срок существования выработки (иногда вводят и частичную стоимость погашения этой установки). Затем берут первую производную по S, приравнивают ее нулю и решают полученное уравнение относительно S; если вторая производная больше нуля, то корень уравнения является тем значением S, при котором сумма всех упомянутых расходов будет наименьшей.

На практике при проектировании вентиляции к указанному способу определения размеров горных выработок не прибегают. Однако в отдельных случаях придание горным выработкам наивыгоднейших размеров, несомненно, позволило бы достигнуть существенной экономии по всем статьям. Особенно это относится к вентиляционным стволам, диаметр которых иногда целесообразно определять не только по пропускной способности, но также проверить по экономической выгодности.

§ 7. Особые случаи вентиляции

При составлении проекта проветривания рудников, расположенных на высоте нескольких километров над уровнем моря, необходимо учитывать следующие их особенности:

1) рудники имеют штольневый горизонт; при расположении горных выработок между горизонтом штольни и вентиляционными воздухоотводящими выработками имеет место интенсивная естественная тяга, переменная по направлению в разное время года, а иногда и суток;

2) при выборе места установки вентилятора следует учитывать возможность: оползания грунта, снежных обвалов, образований силей (грязевых потоков);

3) уменьшается барометрическое давление с высотой

$$P = 760\left(1 - \frac{H}{44\,300}\right)^{5{,}256}$$

где P — искомое барометрическое давление, *мм вод. ст.*;

H — высота над уровнем моря, *м*.

Уменьшение барометрического давления с высотой имеет следующие последствия [73]:

увеличивается объем выделяющихся газов при взрывных работах и метана на угольных шахтах на отношение 760 : P, где P — атмосферное давление на высоте H, *м*;

подсчет депрессии следует производить по формуле $h_н = h_0 \frac{760}{P}$;

величина аэродинамического сопротивления находится по выражению $R_д = R_0 \frac{P}{760}$;

величина эквивалентного отверстия подсчитывается по формуле

$$A_д = A_0 \frac{1}{\sqrt{\frac{P}{760}}} = A_0 \frac{27{,}6}{\sqrt{P}}.$$

Таким образом, высокогорные рудники требуют больше воздуха для проветривания, но сопротивление их вследствие более разреженного воздуха уменьшается.

ЧАСТЬ IV

ОБСЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ

Обследование угольных и рудных шахт в различных районах Советского Союза показывает, что состояние проветривания на некоторых из них не всегда удовлетворительно. Основная причина — недостаточное поступление воздуха в подземные выработки; в ряде случаев при большом объеме поступающего в шахту (рудник) воздуха очень малое его количество достигает рабочих блоков или их снабжение происходит неравномерно: одни блоки получают воздух в избыточном, а другие в недостаточном количестве. В результате недостаточного поступления воздуха время проветривания на рудниках после взрывных работ увеличивается, ухудшается состав рудничного воздуха, увеличивается его запыленность, повышается температура воздуха в тупиковых забоях и на глубоких горизонтах. Это приводит к снижению производительности труда, увеличению числа несчастных случаев и повышению простудных заболеваний.

Причины такого недостатка воздуха на разных рудниках различны и не всегда бывают ясны техническому надзору и начальнику ПВС. В данной части книги на основании многочисленных исследований состояния проветривания угольных шахт и рудников, выполненных кафедрой рудничной вентиляции ЛГИ за последние 25 лет, изложены способы анализа состояния проветривания, которые не сложны и не требуют специальной аппаратуры, кроме обычно имеющейся на рудниках. В то же время эти способы дают возможность начальнику ПВС в кратчайший срок выявить недостатки своего вентиляционного хозяйства, найти их причины и указать те мероприятия, которые устранили бы замеченные недостатки и обеспечили рудник (шахту) и рабочие блоки воздухом в необходимых количествах. Одним из авторов настоящей книги (проф. В. Б. Комаровым) было составлено «Руководство по обследованию шахтных вентиляторных установок», но оно давно распродано и к тому же касалось только вентиляторов главного проветривания, не входя в рассмотрение проветривания самой шахты или рудника.

Глава I

ОБСЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ

К вентиляторной установке относится не только сам вентилятор, но также его канал и диффузор.

Обследование вентиляторной установки происходит в два этапа: 1) производятся замеры и 2) обрабатываются результаты измерений.

§ 1. Производство замеров

На первом этапе работ на обследуемой вентиляторной установке измеряют: количество воздуха, проходящего через вентилятор, $Q_в$; депрессию рудника $h_р$; депрессию вентилятора $h_в$; измеряют также число оборотов вентилятора; если вентилятор и двигатель расположены на одном валу, то этого замера можно не делать.

Кроме того, необходимо замерить количество воздуха $Q_р$, выходящего из рудника. Так как температура и давление воздуха в местах замера различны, то их необходимо привести к стандартному удельному весу, для чего следует определить в местах замера температуру воздуха и его давление.

Количество воздуха, проходящего через вентилятор $Q_в$, можно измерить в канале вентилятора перед и после вентилятора и на диффузоре.

При измерении скорости движения воздуха перед вентилятором следует выбрать участок по возможности прямой, не слишком близко от входа в кожух вентилятора (если вентилятор осевой); число замеров — три. При измерении скорости воздуха на выходе из колеса осевого вентилятора замерщик с анемометром становится перед коническим диффузором, и, находясь частично под его защитой от непосредственного действия струи воздуха, выходящего из колеса вентилятора, измеряет среднюю скорость движения воздуха в восьми местах кольцевого пространства. Эти скорости бывают обычно разные; произведение среднеарифметического из всех замеров на площадь кольцевого пространства между диффузором и стенками кожуха вентилятора будет равно искомому количеству воздуха. Результаты обоих замеров после приведения их к стандартному удельному весу воздуха должны быть близки друг к другу.

Скорость воздуха, выходящего из рудника, $v_р$ измеряется в околоствольном дворе или дворах (если их несколько). Определять скорость воздуха, а по ней и его количество непосредственно в стволах шахт или шурфах (с полков или из клети) не рекомендуется из-за трудности выполнения замера средней скорости движения воздуха. Не следует также измерять скорость воздуха во время работы подъема при движении подъемных сосудов в стволе.

Замеры на поверхности и в руднике следует выполнять по возможности один за другим. Разрыва между замерами особенно следует избегать на рудниках, проветриваемых несколькими вентиляторами. На этих рудниках при обследовании одной какой-нибудь

вентиляторной установки остальные не должны менять режима работы.

Измерение депрессии рудника. Согласно Правилам безопасности каждая вентиляторная установка должна быть оборудована приборами, регистрирующими создаваемую вентилятором депрессию, или напор, если вентилятор работает на нагнетание. Однако использовать показания этих приборов для определения депрессии (или напора) рудника нельзя, так как они обычно присоединены к каналу вентилятора и, следовательно, измеряют не только потерю давления в руднике, но также потери на повороте воздушной струи из ствола в канал и в самом канале до места присоединения депрессиометра.

Поэтому для измерения депрессии (напора) рудника поступают следующим образом: предполагается, что устье вентиляционного ствола или шурфа закрыто герметическим надшахтным зданием со шлюзом или иногда лядами; для измерения перепада давления через шлюз надшахтного здания или ляды депрессиометр (или микроманометр) устанавливают вне надшахтного здания, присоединяют к нему отрезок резиновой трубки, пропускают ее через щель в двери шлюза (можно сделать желобок в пороге) или через отверстие в ляде и опускают в ствол шахты. При этом конец трубки не должен доходить до канала вентилятора, иначе он будет затянут туда струей воздуха и показания его будут неточны. Депрессиометр можно поместить и в надшахтном здании, но в этом случае к нему следует присоединить вторую резиновую трубку и выпустить ее второй конец наружу. Как и при замере скорости движения воздуха, не следует измерять депрессию (напор) при движении подъемных сосудов.

Если устье ствола наглухо закрыто и нет возможности опустить резиновую трубку в него, но имеется рудничный депрессиометр, присоединенный к каналу вентилятора, то для определения депрессии рудника поступают следующим образом:

1) измеряют депрессию (напор) в канале вентилятора $h_к$;

2) подсчитывают величину скоростного разрежения в месте присоединения депрессиометра к каналу вентилятора, которое численно равно скоростному напору в этом сечении канала вентилятора,

$$h_{ск} = \frac{v^2}{2g}\gamma,$$

где v — средняя скорость воздуха в канале, равная $Q : S$;

Q — количество воздуха, $м^3/сек$;

S — площадь поперечного сечения канала в месте присоединения депрессиометра, $м^2$;

3) находят депрессию рудника вместе с частью канала вентилятора и поворотом из ствола в канал

$$h_р = h_к - h_{ск}.$$

При нагнетательном вентиляторе поправку на скоростное разрежение следует брать со знаком плюс.

Из измеренной депрессии (или напора) в канале вентилятора необходимо вычесть потерю давления в канале на трение

$$h_{тр} = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2,$$

потери на поворотах канала и потерю на повороте из ствола в канал

$$h_{пов} = R_{пов} Q_р^2,$$

где $R_{пов}$ — сопротивление поворота (см. главу IV части второй).

Число оборотов колеса вентилятора n равно числу оборотов двигателя (если они на общем валу). Однако могут быть случаи (у небольших вентиляторов), когда двигатель и вентилятор связаны ременной передачей, тогда число оборотов колеса вентилятора будет

$$n_в = \frac{D_д}{D_в} n_д,$$

где $D_в$ и $D_д$ — диаметры шкивов на валу вентилятора и двигателя;
$n_д$ — число оборотов двигателя в минуту.

Температура и давление воздуха. Так как при обработке материалов необходимо знать величину естественной тяги в момент обследования, то следует измерять температуру и давление воздуха в воздухоподающем и вентиляционном стволах. Замеры производятся из клети в заранее согласованных с машинистом пунктах, примерно через каждые 100 *м*.

§ 2. Обработка результатов измерений

Удельный вес γ (*кг/м*^{3}) воздуха подсчитывается по формуле

$$\gamma = 0{,}455 \frac{P_0}{273 + t}.$$

При подсчете удельного веса в канале вентилятора следует вместо P_0 подставлять величину $P_0 \pm \frac{h_в}{13{,}6}$ (знак плюс берется при нагнетательном проветривании и минус — при всасывающем); при подсчете γ в околоствольном дворе вентиляционного ствола к атмосферному давлению на поверхности прибавляют удельное давление столба воздуха, равное $9{,}5 \frac{H}{100}$ (где H — глубина ствола, *м*), и вычитают подсчитанную депрессию ствола, если потеря давления от движения воздуха велика.

Подсчет количества воздуха по замеренным скоростям производится по правилам, изложенным в главе II части второй.

Депрессию рудника и вентилятора (если они измерялись микроманометром с наклонной шкалой) вычисляют по формуле, приведенной в главе II части второй. Если обследуется работа подземной вентиляторной установки, то суммарная разница давления, которую создает вентилятор, измеряется присоединением к микроманометру

или депрессиометру двух коротких отрезков резиновых трубок, заканчивающихся в выработке до и после вентилятора, считая по струе воздуха, но не ближе $5D$ (D — диаметр колеса вентилятора). Если скорость движения воздуха в местах, где заканчиваются резиновые трубки, превышает 3—4 *м/сек*, то необходимо ввести поправки на скоростное разрежение со знаком «минус» на стороне всаса и со знаком «плюс» на стороне нагнетания (см. выше).

Депрессия естественной тяги $h_е$. Достаточно точное значение этой тяги можно получить по формуле (76), приведенной в главе VI части второй. В этой формуле $T^1_{ср}$ и $T^2_{ср}$ — средние температуры воздуха, поступающего в рудник и выходящего из него. Высота столбов воздуха H принимается равной расстоянию по вертикали между земной поверхностью и самой глубокой точкой в руднике. При небольшом развитии работ ниже околоствольного двора можно ограничиться подсчетом депрессии естественной тяги, создаваемой столбами воздуха в стволах шахт.

После подсчета исходных величин (γ, Q, $h_р$, $h_в$ и $h_е$) приступают к определению основных величин, характеризующих работу рудничных вентиляторных установок.

Окружная скорость рабочего колеса вентилятора. Допускаемые предельные окружные скорости у отечественных вентиляторов: осевых 94 *м/сек*, центробежных 80 *м/сек*. Эти скорости предельные у новых вентиляторов; если вентиляторы были в длительной эксплуатации, то допускаемые окружные скорости ниже предельных.

Если окружная скорость u меньше допустимой, то число оборотов колеса вентилятора можно увеличить при необходимости и, следовательно, вентиляторная установка будет обладать резервом производительности при замене существующего двигателя на более быстроходный и более мощный.

Количество подсасываемого воздуха через устье вентиляционного ствола, канал запасного вентилятора, перекидные ляды для опрокидывания вентиляционной струи равно $Q_в - Q_р$. Подсос можно выражать в процентах от количества воздуха, выходящего из рудника, и от дебита вентилятора:

$$p_1 = \frac{Q_в - Q_р}{Q_р} \cdot 100; \qquad (160)$$

$$p_2 = \frac{Q_в - Q_р}{Q_в} \cdot 100. \qquad (161)$$

Величина p_1 показывает, какое количество воздуха присоединяется к воздуху, выходящему из рудника, просачиваясь через неплотности устья вентиляционного ствола; величина p_2 показывает, какая часть воздуха из дебита вентилятора подсасывается накоротко через неплотности устья ствола. Величина p_1 всегда больше p_2.

Из уравнений (160) и (161) получаем новые уравнения:

$$p_1 = p_2 \frac{Q_в}{Q_р}; \tag{162}$$

$$p_2 = p_1 \frac{Q_р}{Q_в}, \tag{163}$$

которые позволяют по значениям величины p_2 находить значения p_1 и наоборот.

Обследование вентиляторных установок рудных и угольных шахт показало, что подсос воздуха иногда очень велик. Если для вентиляторов главного проветривания подсос воздуха в 30—40% не исключение, то на участковых вентиляторах, установленных на шурфах, он нередко составляет 60—80% и более от количества воздуха, поступающего из рудника.

Уравнения (160) и (161) можно записать в следующем виде:

$$\frac{p_1}{p_2} = \frac{Q_в}{Q_р}, \tag{164}$$

т. е. величина p_1 во столько раз больше p_2, во сколько количество воздуха, проходящего через вентилятор, больше количества воздуха, выходящего из рудника.

Величину утечек (при нагнетании) или подсоса воздуха (при всасывании) через неплотности устья вентиляционного ствола характеризуют данные обследования главных вентиляторных установок на рудниках цветной металлургии [94].

Всего было обследовано 17 вентиляторных установок. При этом подсос воздуха до 10% наблюдался на 6 установках, от 10 до 20% на 4 установках, от 20 до 30% на 4 установках и свыше 30% на трех установках.

Проценты подсоса указаны по отношению к $Q_в$; если их пересчитать по формуле (164) на p_2, то подсос получится еще больше, а именно: на двух установках он составляет от 40 до 50% и на трех более 50%.

Аналогичные данные можно было бы привести и для вентиляторов главного проветривания рудников Кривого Рога и Урала.

Исследование подсоса воздуха в вентиляционных каналах было выполнено на 12 рудниках Заполярья (Норильск, Апатиты и Мончегорск); оно показало, что этот подсос изменяется от 3,3 до 13,9% от дебита вентилятора, в среднем составляет около 10%. Предложена норма подсоса воздуха — 1% от дебита вентилятора на каждое герметизирующее устройство — ляду, шибер, дверь, люк и пр. [71].

Не приходится доказывать, какое количество энергии затрачивается совершенно непроизводительно на подсос воздуха в вентиляторной установке. Мы не располагаем данными, позволяющими дифференцировать эти подсосы по местам их проявления; укажем поэтому лишь на их основные места:

а) канал запасного вентилятора; при неплотной перекидной ляде между каналами рабочего и запасного вентиляторов через последний иногда подсасывается столько воздуха, что запасной вентилятор начинает вращаться, работая как двигатель;

б) шлюзы в надшахтном здании;

в) неоштукатуренные стены герметического надшахтного здания; известны случаи, когда через неоштукатуренные кирпичные стены надшахтного здания подсасывалось до 30% к $Q_р$;

г) ляды для реверсии струи;

д) различные мелкие источники — разбитые окна, отверстие для прохода подъемного каната, щель для опускания шибера и прочее.

Влияние подсоса в вентиляторной установке различно сказывается на работе вентилятора у центробежных и осевых вентиляторов. Наличие подсоса увеличивает эквивалентное отверстие, на которое работает вентилятор:

$$A_{общ} = A_р + A_{подс}, \tag{165}$$

где $A_р$ — эквивалентное отверстие рудника;

$A_{подс}$ — эквивалентное отверстие всех путей подсоса воздуха.

Для расчетов удобнее пользоваться другим выражением — величиной общего сопротивления, на которое работает вентилятор:

$$R_{общ} = \frac{R_р}{1 + \frac{P}{100}}. \tag{166}$$

Из формулы (166) видно, что чем больше процент подсоса, тем меньше сопротивление, на которое работает вентилятор. Увеличение эквивалентного отверстия или снижение общего сопротивления, на которые работает вентилятор, приводит к увеличению производительности вентилятора, однако это увеличение производительности проявляется по-разному у центробежных и осевых вентиляторов (из-за разной формы их характеристик — пологих у первых и крутых у вторых). Так, влияние подсоса воздуха сказывается на работе центробежного вентилятора ВЦ-4 при 375 *об/мин*, угле установки направляющего аппарата 20° на руднике с эквивалентным отверстием 2 $м^2$ и осевого вентилятора ВОКД-2,4 при 735 *об/мин*, угле установки лопаток 30° на руднике с эквивалентным отверстием 2,4 $м^2$ следующим образом (табл. 49).

Сравнение показателей работы центробежного и осевого вентиляторов позволяет сделать следующие выводы:

1) с увеличением подсоса от нормального (10%) до 50% дебит вентилятора вырос у центробежного вентилятора на 24,5%, у осевого на 10%;

2) количество воздуха, поступающего из рудника, сократилось у центробежного вентилятора на 8,3%, у осевого на 20,2%;

3) мощность на валу вентилятора увеличилась у центробежного вентилятора на 16%, у осевого сократилась на 8%;

Таблица 49

Показатели	Величина подсоса, %			
	0	10	30	50
Вентилятор ВЦ-4				
Дебит вентилятора, *м³/сек*	112	120	135	149
Количество воздуха, поступающего из рудника, *м³/сек*	112	109	104	100
Мощность на валу вентилятора, *квт*	700	730	810	850
Удельный расход мощности, *квт/м³*	6,25	6,70	7,80	8,15
Вентилятор ВОКД-2,4				
Дебит вентилятора, *м³/сек*	98	102	108	112
Количество воздуха, поступающего из рудника, *м³/сек*	98	92,7	83,2	74
Мощность на валу вентилятора, *квт*	378	370	356	340
Удельный расход мощности, *квт/м³*	3,86	3,98	4,37	4,45

4) удельный расход мощности увеличился у центробежного вентилятора на 27%, у осевого на 13%.

Поэтому возможно заранее предвидеть результаты сокращения подсоса воздуха накоротко.

Еще нагляднее влияние подсоса накоротко на работу вентилятора ВУПД-2,4 при 750 *об/мин* показано на рис. 181, на котором по оси абсцисс отложен процент подсоса воздуха от 0 до 50%. По кривой *1* можно находить увеличение $Q_р$ при уменьшении подсоса.

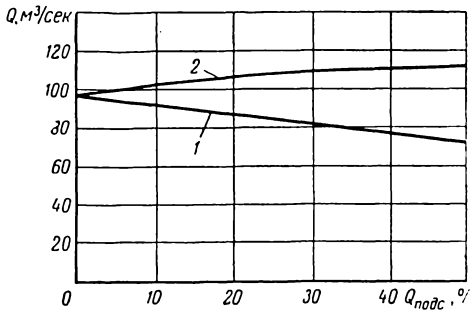


Рис. 181. Влияние подсоса накоротко на работу вентилятора ВУПД-2,4:

1 — кривая изменения количества воздуха, выходящего из рудника; *2* — кривая изменения дебита вентилятора

Влияние подсоса через зону обрушения на проветривание рудника изображено на рис. 182. На оси абсцисс отложены отношения эквивалентного отверстия рудника при наличии подсоса $A_п$ к эквивалентному отверстию без подсоса $A_{расч}$. Ординаты кривых показывают: кривая *1* — как изменяется общее количество воздуха, поступающего в рудник (в том числе и через обрушение); кривая *2* — как увеличивается количество подсасываемого воздуха; кривая *3* — как сокращается количество воздуха, поступающего в рудник нормальным путем, и кривая *4* — как по мере роста подсоса уменьшается депрессия вентилятора.

Кривые *1* и *2* показывают, что рост поступления воздуха в рудник происходит в основном за счет подсоса воздуха.

Норм подсоса воздуха для рудных шахт еще нет; для угольных шахт предложены следующие нормы * (табл. 50).

Указанные в табл. 50 нормы подсоса или утечек воздуха (при нагнетании) достижимы, но требуют к себе большого внимания от лиц вентиляционного надзора рудников.

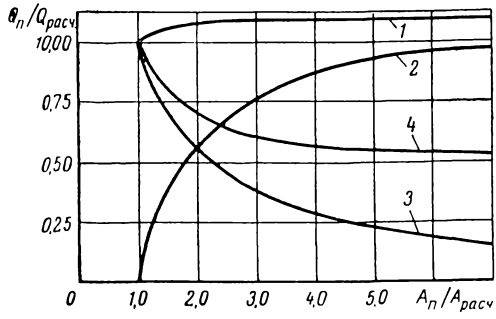


Рис. 182. Влияние подсоса через зону обрушения на проветривание рудника:

1 — кривая изменения общего количества воздуха, поступающего в рудник; *2* — кривая изменения количества воздуха, подсасываемого через обрушения; *3* — кривая изменения количества воздуха, поступающего в рудник нормальным путем; *4* — кривая изменения депрессии вентилятора

Величина подсоса воздуха через неплотности устья вентиляционного ствола зависит от аэродинамического сопротивления этого устья

$$R_у = \frac{h_р}{Q^2_{ут}},\ к\mu. \qquad (167)$$

Чтобы подсос воздуха не превышал 5% от его количества, поступающего из рудника, должно быть соблюдено неравенство

$$R_у \geqslant 57{,}6\,\frac{1}{A^2_р},\ к\mu$$

или в общем виде

$$R_у > a\,\frac{1}{A^2_р},\ к\mu, \qquad (168)$$

где $R_у$ — сопротивление устья вентиляционного ствола;
$A_р$ — эквивалентное отверстие рудника, $м^2$.

Таблица 50

Через шахтные сооружения подсасывается, в % от количества воздуха, выходящего из рудника			На шурфах, используемых для подъема и спуска материалов, подсасывается, %
Подъем		Без подъема	
скиповой	клетевой		
25	20	10	30

Значение коэффициента a составляет: при 10% подсоса — 14,4, при 15% — 6,4, при 20% — 3,6, при 25% — 2,3 и при 30% — 1,6.

* «Временная инструкция по расчету количества воздуха для проветривания угольных шахт», 1965 г.

Таким образом, зная величины сопротивления устья рудника или его эквивалентного отверстия, можно по уравнению (168) подсчитать (в процентах) подсос воздуха накоротко.

Сопротивление вентиляторной установки

$$R_{в.\,у} = \frac{h_{в.\,у}}{Q_в^2},\ кμ, \tag{169}$$

где $h_{в.\,у}$ — потеря давления в вентиляторной установке, *мм вод. ст.*;
$Q_в$ — количество воздуха, проходящего через вентилятор, $м^3/сек$.

Для того чтобы оценить, насколько велико или мало сопротивление обследуемой вентиляторной установки, необходимо сопоставить его с так называемым «нормальным» сопротивлением. Однако таких нормативов по сопротивлению вентиляторных установок пока нет. Поэтому воспользуемся подсчетом сопротивления осевого вентилятора ЦАГИ. Для вентиляторной установки с прямым каналом и плавным сопряжением со стволом шахты проф. К. А. Ушаков дает для определения величины потерь давления выражение

$$h_{в.\,у} = 0{,}4h_{ск},$$

где $h_{ск}$ — скоростной напор в кольцевом пространстве, ометаемом лопатками вентилятора.

Это выражение можно преобразовать, учитывая, что диаметр втулки осевых вентиляторов обычно равен $0{,}705D$ (где D — диаметр колеса вентилятора). После несложных преобразований имеем

$$R_{в.\,у} = 0{,}05\frac{π}{D^4},\ кμ \tag{170}$$

или в общем виде

$$R_{в.\,у} = a\frac{π}{D^4},\ кμ. \tag{171}$$

Непосредственное определение величины a на работающих вентиляторах показало, что его значение, определенное по формуле (170), близко к значению, данному проф. К. А. Ушаковым. Но проф. К. А. Ушаков дал выражение (171) для суммы всех потерь в вентиляторной установке, включая и потери за колесом. В настоящее время характеристики вентиляторов даются по статической депрессии, измеренной в канале вентилятора перед колесом. В этом случае значение коэффициента a в формуле (171) можно принимать равным 0,02—0,03. Поэтому «нормальное» сопротивление установок вентиляторов разного диаметра равно: диаметр D, *м* 1, 2 и 3, сопротивление $R_{в.\,у}$ $кμ$ 0,0628—0,0942; 0,00398—0,00588 и 0,00077—0,00116.

Из формулы (171) и приведенных значений сопротивлений видно, что сопротивление вентиляторных установок резко уменьшается с увеличением размера диаметра колеса вентилятора.

Однако величине сопротивления вентиляторных установок пока уделяется мало внимания. Между тем на ряде обследованных шахт и рудников $R_{в.у}$ не только оказалось равным сопротивлению всего рудника или шахты, но даже превышало его. Это означает, что из развиваемой вентилятором депрессии почти половина ее теряется в самой вентиляторной установке и что с учетом подсоса накоротко через неплотности устья вентиляционного ствола расход энергии в вентиляторной установке в отдельных случаях превосходит расход энергии на проветривание всего рудника.

Современные крупные вентиляторные установки сооружаются в настоящее время по проектам, в которых нет грубых нарушений элементарных правил аэродинамики. Однако в старых установках еще имеются узкие каналы с поворотами, неудачные сопряжения ствола с каналом вентилятора.

Это доказано данными обследования семнадцати вентиляторных установок рудников цветной металлургии. На пяти установках этих рудников депрессия, теряемая в установке, больше, чем в самом руднике, а на остальных она составляла: на одном — 15% от депрессии рудника, на трех — 20—30%, на четырех 30—50% и на четырех — более 50%. Таким образом, только на одном руднике потеря давления в вентиляторной установке более или менее нормальная.

Установленных норм, т. е. сколько процентов от депрессии рудника или шахты должна составить депрессия вентиляторной установки, нет. Можно только отметить, чтобы эта величина составляла не более 10%. При депрессии, например, 100 *мм вод. ст.* в вентиляторной установке будет теряться 10 *мм*; при 300 *мм* — 30 *мм*.

Приведенные выше высокие значения потерь депрессии объясняются (кроме неудачных с аэродинамической точки зрения сопряжений ствола рудника с каналом вентилятора и размером канала) тем, что через канал вентилятора из-за больших подсосов воздуха накоротко проходит значительно больше воздуха, чем через рудник. В самом деле, депрессия, теряемая в установке без подсоса, равна

$$h = R_{ву} Q_р^2.$$

При наличии подсоса в размере 10% от количества воздуха, поступающего из рудника, эта депрессия составит

$$h = R_{ву} (1{,}1 Q_р)^2,$$

т. е. будет больше на 21%; при подсосе в размере 20% будет больше на 44%, при 30% — на 69% и т. д. Оценивая величину потерь депрессии в вентиляторной установке, следует установить истинную причину повышенного значения этой депрессии.

Коэффициент полезного действия вентилятора удобнее всего находить на размерных или безразмерных характеристиках. Если раньше считалось приемлемым значение к. п. д. около 0,6, то в настоящее время, когда максимальное значение к. п. д. новых типов вентиляторов (осевых и центробежных) достигло 0,85, следует оценивать экономичность работы вентилятора по более строгому крите-

рию: 0,70—0,75. Обследования вентиляторных установок на рудных шахтах показывают, что значения к. п. д. на них низки и составляют на рудниках цветной металлургии: на четырех — более 0,50 (но не свыше 0,58); на семи — от 0,40 до 0,50; на четырех — от 0,30 до 0,40 и на двух — менее 0,30.

Для сравнения между собой работы разных вентиляторов рекомендуется находить отношение депрессии $h_р$ к полной депрессии вентилятора $h_в$. Это отношение показывает, какая часть полной депрессии, развиваемой вентилятором, расходуется на проветривание рудника. Это отношение можно назвать к. п. д. вентиляторной установки:

$$\eta_{ву} = \frac{h_р}{h_в}.$$

На рудниках Криворожского бассейна средний к. п. д. вентиляторных установок по трестам Дзержинскруда и Ленинруда соответственно равен 0,497 и 0,516 [57]. Это показывает, что только половина развиваемой вентиляторами депрессии расходуется на проветривание рудников.

Полным к. п. д. вентиляторной установки называется отношение мощности, заключенной в выходящем из рудника воздухе, $N_р$ к мощности $N_в$ на валу вентилятора:

$$\eta_{полн} = \frac{N_р}{N_в} = \frac{Q_р h_р \eta_в}{Q_в h_в} = \left(1 + \frac{p}{100}\right) \eta_в \eta_{в.у}, \qquad (172)$$

где $Q_р$, $h_р$ — количество воздуха, поступающего в рудник, и депрессия последнего;

$Q_в$, $h_в$ — дебит и депрессия вентилятора;

$\eta_в$ — к. п. д. вентилятора.

Полный к. п. д. показывает, какая часть мощности, развиваемой на валу вентилятора, затрачивается на движение воздуха по всем рудничным выработкам.

Из формулы (172) следует, что $\eta_{полн}$ учитывает (в неявной форме) не только подсос воздуха с поверхности и сопротивление вентиляторной установки, но также и потери энергии в колесе вентилятора.

Значение этого коэффициента обычно невелико. Так, на 17 главных вентиляторах рудников цветной металлургии значение этого коэффициента было: у одного вентилятора менее 0,1 (0,04), у восьми более 0,1 до 0,2; у шести более 0,2 до 0,3 и у двух более 0,3 (максимальный полный к. п. д. 0,45). Это показывает, что на одном руднике только 4% мощности на валу вентилятора затрачивается на полезную работу перемещения воздуха по руднику, остальные 96% составляют потери в колесе вентилятора, работа на преодоление сопротивления вентиляторной установки, работа на прохождение через вентиляторную установку подсасываемого с поверхности воздуха. Данные относятся к вентилятору ВУПД с диаметром рабочего колеса 2,4 *м*. Наибольшее значение рассматриваемого коэффициента

0,45 у такого же вентилятора на другом руднике показывает, что можно непроизводительные затраты мощности существенно снизить (в данном случае в 10 раз!).

На рудниках Криворожского бассейна значения полного к. п. д. вентилятора выше (0,395), чем на рудниках цветной металлургии.

Местоположение режима работы на характеристике вентилятора должно находиться вверху правой нисходящей ветви, несколько ниже ее вершины. Это место приблизительно совпадает со значением наивысшего к. п. д. вентилятора. У осевых вентиляторов, во избежание перехода режима на левую восходящую ветвь, режим работы должен располагаться не выше $0{,}9h$ наибольшей депрессии вентилятора. За коэффициент устойчивости работы осевого вентилятора можно принять отношение фактической депрессии $\frac{h_ф}{h_{max}}$ к максимальной или лучше отношение эквивалентного отверстия, отвечающего характеристике рудника, проходящей через вершину характеристики вентилятора, к фактическому эквивалентному отверстию, на которое работает вентилятор. Чем больше это отношение, тем больше вероятность, что режим работы вентилятора перейдет через вершину его характеристики в зону неустойчивых режимов.

Мощность на валу вентилятора, приходящаяся на 1 м³ воздуха, выходящего из рудника,

$$w = \frac{Q_в h_в}{102\eta_в Q_р} = \left(1 + \frac{p}{100}\right)\frac{h_в}{102\eta_в}, \quad квт/м^3. \tag{173}$$

Эту величину можно назвать, хотя и не совсем правильно, *удельным расходом мощности*. Она характеризует экономичность проветривания, так как показывает, дорого или дешево стоит на данном руднике единица объема воздуха, проходящего по нему в единицу времени. В средних условиях удельный расход мощности равен около 3—4 *квт/м³*. На 17 обследованных рудниках цветной металлургии величина этого показателя была равна: на семи — менее 3 *квт/м³*, на трех — более 3 до 4, на пяти — более 4 и до 5 и на двух более 5 *квт/м³* (максимальная 6,7 *квт/м³*). На рудниках Криворожского бассейна удельный расход мощности (по данным на 1 января 1966 г.) равен 7,5 *квт/м³*.

Следует отметить, что среднее значение этого показателя экономичности проветривания для всех угольных шахт Франции (по данным одного французского журнала) равно около 4 *квт/м³*.

На сравнительно легко проветриваемых рудниках удельный расход мощности, очевидно, не превышает 3 *квт/м³*, на «средних» около 4,5 и на «трудных» 6 *квт/м³* и более.

Уравнение (173) в развернутом виде пишется так:

$$w = \frac{\left(1 + \frac{p}{100}\right) Q_р h_в}{102\eta Q_р}, \quad квт/м^3/сек. \tag{174}$$

Обозначим $\left(1+\frac{p}{100}\right)$ 102η через m; тогда

$$w = h_в m, \tag{175}$$

где $h_{ст}$ — статическая депрессия вентилятора.

За нормальный расход мощности можно принять такой, который отвечает более или менее «нормальным» условиям работы вентиляторной установки, т. е. таким, когда процент подсоса p не превышает установленных норм и к. п. д. вентилятора равен или выше 0,5—0,6 (или даже 0,7 у новых типов вентиляторов).

В табл. 51 подсчитаны значения величины m для различных p и η.

Таблица 51

Подсос воздуха p, %	К. п. д. вентилятора η		
	0,5	0,6	0,7
5	0,0206	0,0174	0,0149
10	0,0216	0,0180	0,0154
15	0,0225	0,0188	0,0161
20	0,0235	0,0196	0,0168
25	0,0245	0,0204	0,0175

Одна из причин работы вентиляторов с невысоким к. п. д. заключается в том, что благодаря связи некоторых рудников с поверхностью через зону обрушения аэродинамическое сопротивление этих рудников невелико. Между тем на них установлены высоконапорные вентиляторы, которые в этих условиях работают крайне неэкономично. Выходом из создавшегося положения является: поворот части лопаток в нейтральное положение, удаление их (при условии сохранения баланса), снятие одного колеса вентилятора или, что лучше, замена действующего вентилятора другим большего диаметра, но с меньшим числом оборотов. Эти мероприятия позволяют повысить к. п. д. вентилятора на 30—40%.

Распределение мощности на валу вентилятора. Кроме определения мощности на валу вентилятора, приходящейся на 1 $м^3$ воздуха, поступающего из шахты, рекомендуется устанавливать, на что расходуется эта мощность. Это позволит обратить внимание на наиболее непроизводительные затраты электроэнергии.

На собственно проветривание рудника, т. е. на перемещение воздуха по рудничным выработкам, необходима мощность

$$\frac{Q_р h_р}{102} = \frac{R_р Q_р^3}{102}, \ квт. \tag{176}$$

На преодоление сопротивления вентиляторной установки воздухом, поступающим из рудника,

$$\frac{Q_р h_{в.у}}{102} = \frac{R_{в.у} Q_р^3}{102}, \quad квт. \tag{177}$$

Теряется в самом вентиляторе

$$\frac{Q_р h_в}{102}\left(\frac{1}{\eta} - 1\right) = \frac{(R_р + R_{в.у})\, Q_р^3\,(1-\eta)}{102\eta}, \quad квт. \tag{178}$$

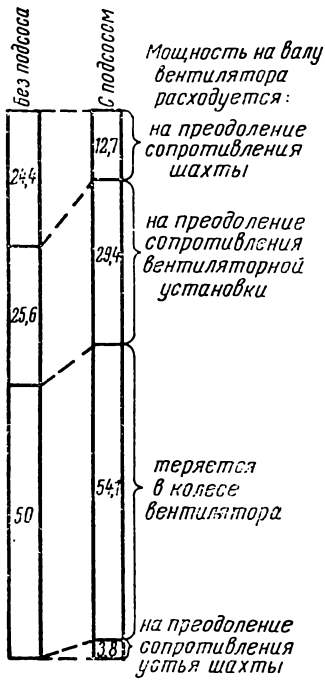


Рис. 183. Распределение мощности при работе вентилятора без подсоса и с подсосом

При наличии подсоса воздуха накоротко через устье вентиляционного ствола затрачивается:

на собственно проветривание рудника — та же формула (176), но при другом значении $Q_р$;

на преодоление сопротивления вентиляторной установки

$$\frac{R_{в.у} Q_в^3}{102}, \quad квт; \tag{179}$$

на преодоление сопротивления устья шахты подсасываемым через это устье воздухом

$$\frac{R_у Q_{подс}}{102}, \quad квт; \tag{180}$$

теряется в самом вентиляторе

$$\frac{R_{подс} Q_в^3\,(1-\eta)}{102\eta}, \tag{181}$$

$$R_{подс} = kR_р + R_{ву};$$

где k — коэффициент подсоса, равный

$$1 : \left(1 + \frac{p}{100}\right)^2$$

Рекомендуется, выразив абсолютные значения затрачиваемой мощности по приведенным формулам в процентах от мощности на валу вентилятора $\frac{Q_в}{102}\frac{h_в}{\eta}$, построить безразмерную диаграмму, позволяющую наглядно изобразить, на что расходуется энергия, потребляемая в вентиляторной установке, и сравнивать распределение мощности у разных вентиляторов.

На рис. 183 показано распределение мощности вентилятора ВУПД-2,4, установленного на руднике с сопротивлением 0,0152 киломюрга, при его работе без подсоса (левая сторона рисунка) и с подсосом (правая сторона рисунка).

§ 3. Критерии трудности и эффективности проветривания

В главе IV второй части было указано, что по величине эквивалентного отверстия рудника можно судить о трудности или легкости его проветривания. Для большинства рудников этот критерий справедлив. Однако в некоторых случаях он может оказаться неправильным. Это относится к рудникам с большими утечками воздуха и в особенности к рудникам, имеющим активную связь подземных выработок с земной поверхностью через зону обрушения. В этом случае через эту зону при работе вентилятора на всасывание будет поступать дополнительное количество воздуха к тому, что поступает через воздухоподающий ствол, депрессия рудника будет небольшой и рудник будет неправильно отнесен к легко проветриваемым. Обеспечение рабочих блоков этих рудников будет недостаточное, и их следует относить к труднопроветриваемым. К ним относятся некоторые рудники Криворожского бассейна — подсос воздуха через зону обрушения составляет до 40—45% [57], некоторые железные рудники Урала и т. д. Большой подсос с поверхности имеет место на руднике Заполярный Норильского горнометаллургического комбината, на апатитовом руднике им. С. М. Кирова и др.

С. И. Луговский предложил для оценки трудности проветривания таких рудников другие критерии [46].

Первым таким критерием является количество подсасываемого воздуха через зону обрушения $Q_{\text{п}}$. Если $Q_{\text{п}}$ составляет не более 20% от количества воздуха, выходящего из рудника, то такой рудник, по мнению С. И. Луговского, можно считать эффективно проветриваемым; при подсосе в размере 20—40% — неэффективно проветриваемым и при подсосе более 40% — плохо проветриваемым. Воздушная съемка рудника (укрупненная) позволяет легко найти значения $Q_{\text{р}}$ и $Q_{\text{п}}$.

Второй критерий С. И. Луговского — отношение фактического эквивалентного отверстия рудника $A_{\text{ф}} = 0{,}38 \dfrac{Q_{\text{р}}}{\sqrt{h_{\text{р}}}}$ к эквивалентному отверстию рудника без подсоса A_0; смотря по величине этого отношения, рудники относятся к одной из указанных выше категорий.

В табл. 52 дана классификация рудников по трудности проветривания.

Таблица 52

Показатели	Категории		
	I	II	III
Подсос, % . . .	0—20	20—40	Более 40
Отношение $A_{\text{ф}}/A_0$	1—1,4	1,4—1,85	Более 1,85

Величина A_0 определяется следующим образом: по данным укрупненной депрессионной съемки находят депрессию h_{ABC} участка ABC (см. рис. 95) и количество Q_1 проходящего по нему воздуха; сопротивление этого участка будет равно

$$R_1 = \frac{h_{ABC}}{Q_1^2}.$$

Аналогично находят сопротивление участка CD; его депрессия равна

$$h_р - h_{ABC}.$$

Здесь $h_р$ — депрессия всего рудника.

Следовательно, сопротивление участка от поверхности до точки C равно

$$R_2 = \frac{h_р - h_{ABC}}{Q_р^2}.$$

После этого общее сопротивление рудника без зоны подсоса равно

$$R_{общ} = R_1 + R_2,$$

а эквивалентное отверстие его равно

$$A_0 = \frac{0{,}38}{\sqrt{R_{общ}}},\ м^2.$$

Некоторая неточность этого способа состоит в том, что режим движения воздуха через зону обрушения принимается турбулентным, между тем как в действительности этот закон может быть промежуточным между турбулентным и ламинарным (см. главу III части второй).

Другие критерии эффективности проветривания предложены И. Б. Ошмянским (КГРИ).

1. Степень обеспеченности рудников необходимым количеством воздуха

$$\varphi_1 = \frac{Q_в}{Q_{расч}},$$

где $Q_в$ — фактическая производительность вентилятора главного проветривания;

$Q_{расч}$ — расчетное количество воздуха, которое можно ориентировочно определять по выражениям:

при добыче менее 700 тыс. $т$ в год

$$Q_{расч} = 1{,}95P_г,\ м^3/сек;$$

при добыче более 700 тыс. $т$ в год

$$Q_{расч} = 100 + 46{,}5P_г,\ м^3/сек,$$

где $P_г$ — добыча, млн. $т$.

2. Степень обеспеченности шахт поступающим свежим воздухом

$$\varphi_2 = \frac{Q_ф}{Q_{расч}},$$

где $Q_ф$ — фактическое количество воздуха, поступающего в рудник.

3. Степень обеспеченности воздухом непосредственно горных работ

$$\varphi_3 = \frac{Q'_ф}{Q_н} \cdot 100,$$

где $Q'_ф$ — фактическое количество воздуха, непосредственно участвующего в проветривании горных выработок;

$Q_н$ — необходимое количество воздуха.

В целом по Криворожскому бассейну $\varphi_1 = 102\%$; $\varphi_2 = 82\%$ и $\varphi_3 = 73{,}4\%$.

4. Коэффициент эффективности проветривания, равный отношению

$$A_ф : A_{полн},$$

где $A_ф$ — эквивалентное отверстие рудника при наличии подсоса;

$A_{полн}$ — полное эквивалентное отверстие, на которое работает вентилятор, равное $0{,}38 \frac{Q_в}{\sqrt{h_в}}$ ($h_в$ и $Q_в$ — депрессия вентилятора и его дебит).

5. Коэффициент использования воздуха $\varphi_{исп}$ равен отношению количества воздуха, поступающего в рудник, $Q_р$, к количеству воздуха, проходящего через вентилятор, $Q_в$; на пяти рудниках треста Дзержинскруда этот коэффициент изменялся от 0,54 до 0,72 (в среднем 0,60) и на восьми рудниках треста Ленинруда — от 0,48 до 0,67 (в среднем 0,56).

Глава II

ОБСЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Причиной неудовлетворительного проветривания рудника является в ряде случаев не вентилятор, а состояние проветривания данного рудника (большие утечки воздуха, значительное сопротивление рудничных выработок, неправильное распределение воздуха по выработкам, неудачно выбранная схема проветривания и т. д.).

§ 1. Депрессионная съемка рудника

Депрессионной съемкой рудника называется обследование, имеющее целью установить распределение по горным выработкам общерудничной депрессии (или напора, если вентилятор работает на нагнетание). В результате съемки получают значения депрессии заранее

выбранных отдельных выработок или соединений нескольких выработок (при укрупненной съемке). По этим данным вентиляционный надзор имеет возможность судить о величине аэродинамического сопротивления отдельных участков вентиляционной сети, а также устанавливать так называемые «узкие» места в сети выработок, принимать правильные решения при распределении воздуха между участками рудника и оперативно руководить проветриванием.

По Правилам безопасности в труднопроветриваемых рудниках, список которых ежегодно утверждается главным инженером треста (комбината, рудоуправления), депрессионные съемки должны производиться не реже одного раза в год [37].

Известны два способа депрессионных съемок: при первом разница давлений воздуха (депрессия) измеряется непосредственно депрессиометром (лучше микроманометром) и резиновой трубкой. Если длина выработки меньше длины трубки, то микроманометр устанавливают на станции в начале выработки, к нему присоединяют трубку, конец которой располагают в конце выработки; если длина выработки больше длины трубки, то выработку делят на участки, равные длине трубки, и микроманометр переносят с одного участка на следующий.

Этот способ ввиду его громоздкости применяют редко.

При втором способе измеряется абсолютное давление воздуха в начале и в конце выбранного участка, после чего вычитанием одного отсчета из другого находится депрессия. Для производства депрессионной съемки по этому способу применяют обыкновенные барометры, микробарометры (они более точны), баронивелиры и депримометры.

Депрессионную съемку барометром и микробарометром производят следующим образом. На вентиляционном плане заранее намечают узловые точки, между которыми требуется измерить перепад давления. Эти точки должны удовлетворять следующим условиям:

1) перепад давления между ними, во избежание больших ошибок, не должен быть меньше 10—15 *мм вод. ст.* (что затрудняет депрессионные съемки этим способом в рудниках с депрессией меньше 50—75 *мм вод. ст.*);

2) точки должны быть выбраны так, чтобы маркшейдерское бюро могло без труда дать их отметки (абсолютные или относительные);

3) если протяженность рудничных выработок большая и за смену трудно обойти намеченные точки маршрута, а наличный персонал позволяет сформировать две бригады, то рекомендуется работу разделить между двумя бригадами со сменой на месте работы в заранее условленном месте; если персонала не хватает для сформирования двух бригад, то работу следует в конце смены прервать и на следующий день повторить замеры в двух последних точках.

Если депрессионная и воздушная съемка выполняется лицами, не знакомыми с рудником, то им рекомендуется: 1) ознакомиться предварительно со схемой проветривания рудника; 2) просмотреть последние замеры количеств воздуха; 3) обойти основные воздухо-

подающие и вентиляционные выработки. После этого следует наметить места (станции), где будут производиться замеры.

Приборы для депрессионной съемки. Для выполнения депрессионных съемок применяют приборы, дающие отсчеты в миллиметрах ртутного столба (обычные барометры и микробарометры), а также приборы, дающие отсчеты в миллиметрах условного столба с последующим их пересчетом на миллиметры водяного или ртутного столба (депримометры). Приборы перед работой должны быть протарированны. У депримометров шкала разделена на миллиметры, а так как поправка для пересчета с миллиметров керосинового столба на миллиметры водяного столба близка к единице, то можно считать, что депримометр дает отсчеты в миллиметрах водяного столба.

Описание барометров-анероидов было дано в главе II части второй.

В депримометрах типа КГ стеклянный сосуд *1* (рис. 184) опущен в термос; между стенками сосуда и стенками термоса остается зазор, заполняемый мелким битым льдом (не соленым). Сосуд *1* снабжен краном *5*; кроме того, в него впаяна не доходящая до дна трубка *3* с краном *4*, переходящая в U-образную трубку *2*. Возле левого колена этой трубки расположена шкала *6*. Термос и стеклянные трубки заключены в деревянный ящик с откидной крышкой *7* и дверцей. Перегородка *9* служит для отделения термоса и укрепления на ней трубки *2* со шкалой. Размеры ящика *8* 410 × 145 × 125 *мм*. В сосуд *1* через кран *5* при открытом кране *4* наливается через воронку около 50 $см^3$ подкрашенного керосина, затем надевают на конец стеклянной трубки выше крана *4* небольшой отрезок резиновой трубки и ртом осторожно засасывают керосин, пока он не заполнит полностью стеклянные трубки и не покажется над краном *4*; в этот момент закрывают кран *4*; керосин устанавливается в левом колене U-образной трубки при открытом кране *5* на том же уровне, что и в сосуде *1*. После того как температура воздуха в сосуде установится, на что требуется 15—20 *мин*, закрывают кран *5*. Для лучшей изоляции льда и кранов рекомендуется покрывать их ватой.

Прибор работает следующим образом. Так как сосуд с керосином окружен льдом, то температура заключенного в нем воздуха (над керосином), а следовательно, и его давление остаются постоянными. В то же время при изменении атмосферного давления или при переходе в руднике с одного места на другое мениск в открытом колене U-образной трубки будет опускаться при увеличении давления и, наоборот, подниматься при уменьшении (например, при следовании в руднике по струе в направлении всасывающего вентилятора). Следовательно, если из начального отсчета вычесть конечный, то разность этих отсчетов, помноженная на некоторый опытный коэффициент, будет равна разнице давления в миллиметрах водяного столба. Величина указанного коэффициента при принятых размерах прибора, изменяется в пределах 0,95—1,05. Изменением уровня керосина в сосуде *1* при перемещении столбика керосина в трубке *2* можно пренебречь ввиду большой разницы диаметров сосуда и трубки *2*.

Так как лед в термосе постепенно тает, то рекомендуется опускать в термос при его заправке льдом небольшой отрезок резиновой трубки и по мере таяния льда отсасывать ртом воду, добавляя сверху лед, который содержится в полулитровом сосуде.

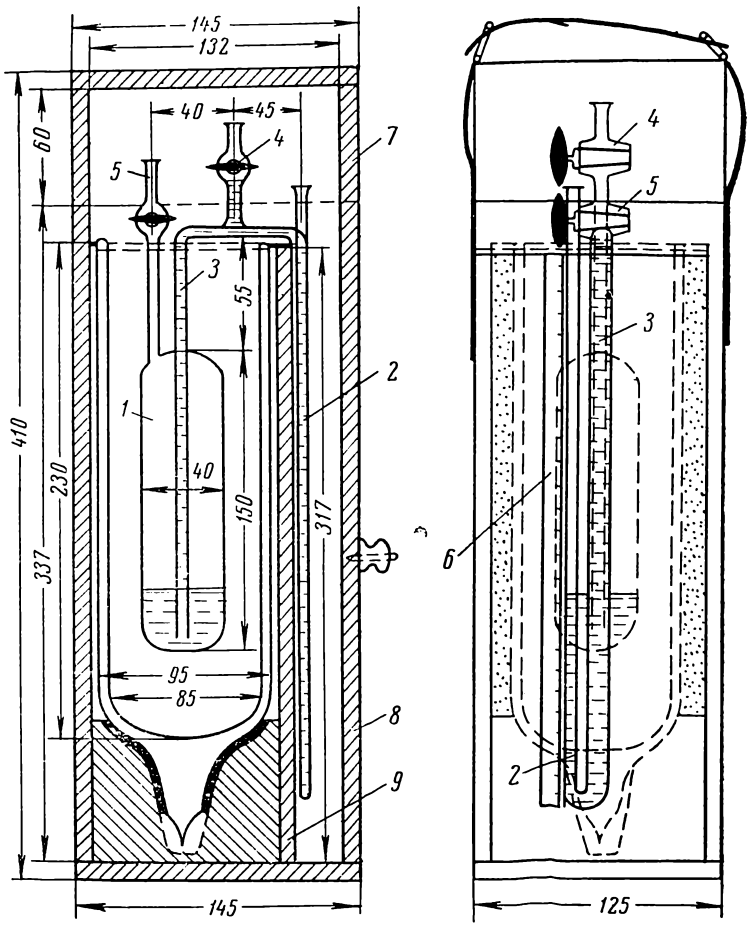


Рис. 184. Депримометр конструкции В. Б. Комарова и А. А. Гескина

Депримометр — простой по конструкции и надежный прибор, достаточно точный и удобный для работы в рудничных условиях.

Недостатки депримометра: хрупкость (при неосторожном обращении стеклянные части прибора бьются; особенно часто отламывается колено U-образной трубки, служащей для отсчетов; поэтому рекомендуется делать внизу этой трубки небольшую петлю) и необходимость заполнения его льдом.

Методика депрессионных съемок. Для производства депрессионной съемки последовательно обходят с барометром или депримометром по выбранному маршруту рудничные выработки и в намеченных точках измеряют давление воздуха (если съемка производится барометром) или записывают показания депримометра. Одновременно измеряют температуру воздуха по сухому и мокрому термометрам, скорость движения воздуха, а также сечение выработки, где измеряется эта скорость. Все результаты записываются в журнал, причем рекомендуется делать небольшой эскиз с указанием на нем места замера скорости движения воздуха. Записывается также время замеров.

Если замеры производились в горизонтальной выработке, то разность показаний будет равна потере давления или депрессии участка (при следовании по струе воздуха):

при барометре

$$h = (P_1 - P_2),\ мм\ рт.\ ст.; \tag{182}$$

при депримометре

$$h = (D_1 - D_2)\,k,\ мм\ вод.\ ст. \tag{183}$$

где P_1 и P_2 — показания барометра;
D_1 и D_2 — показания депримометра;
k — поправочный коэффициент депримометра.

При производстве замеров в наклонной или вертикальной выработке в уравнения (182) и (183) необходимо вводить поправку на давление столба воздуха между первой и второй точками $\frac{\gamma_{ср} H}{13{,}6}$ ($\gamma_{ср}$ — средний удельный вес воздуха этого столба и H — превышение одной точки над другой, *м*). Если вторая точка расположена ниже первой, то поправку следует вычесть из второго отсчета или прибавить к первому:

$$h = P_1 - \left(P_2 - \frac{\gamma_{ср} H}{13{,}6}\right), \tag{184}$$

если вторая точка расположена выше первой, то

$$h = P_1 - \left(P_2 + \frac{\gamma_{ср} H}{13{,}6}\right). \tag{185}$$

Эти же поправки следует брать и при работе депримометров с той разницей, что в поправке отсутствует знаменатель 13,6. Средний удельный вес находится как среднее арифметическое из удельных весов в первой и второй точках.

Измерения перепадов давления в вертикальных выработках можно избежать, вычисляя их по коэффициентам аэродинамического сопротивления.

Если выработки рудника расположены на разных горизонтах, то не рекомендуется перемещаться с приборами по узким восстающим, лучше подняться (или опуститься) на другой горизонт по

стволу в клети и начать съемку с околоствольного двора. Первая точка не должна быть расположена близко к стволу с движущимися по нему подъемными сосудами, так как их движение может исказить показания барометра или депримометра.

Шкала депримометра имеет 200 делений (*мм*), но от начальной (нулевой) точки расположения мениска керосина (при открытых кранах) расстояние до конца шкалы будет меньше 200 *мм* и шкалы может при обходе выработок не хватить (в особенности при движении вверх и в сторону всасывающего вентилятора). В этом случае, когда мениск поднялся почти до верха шкалы, записывают его положение, открывают кран *5* и после установки мениска на нулевом делении находят величину поправки, которую следует прибавить к отсчетам депримометра при дальнейшем следовании по маршруту; она равна числу делений от верхней точки на шкале до нулевой точки.

На показания барометра и депримометра оказывают влияние изменения барометрического давления, происходящие во время обхода подземных выработок. Так, если обход продолжался несколько часов и давление по показанию барометра за это время увеличилось на 2 *мм рт. ст.*, то погрешность при подсчете депрессии будет $2 \cdot 13{,}6 = 27{,}2$ *мм вод. ст.*, что недопустимо. Для устранения этой погрешности поступают следующим образом: одновременно с обходом подземных выработок записывают каждые 15 *мин* показания неподвижного контрольного прибора (барометра или депримометра), расположенного или на поверхности, или под землей на таком расстоянии от ствола, чтобы движение подъемных сосудов не оказывало на него влияния. Сопоставляя время записи давления при обходе выработок с записью контрольного прибора, можно найти величину необходимой поправки.

Использование барографов нежелательно из-за большой ширины их черты; ошибка в 0,5 *мм* равна 6,8 *мм вод. ст.*

Если барометрическое давление возрастает, то поправка прибавляется к разнице отсчетов приборов при переходе из одной точки в другую, если уменьшается, то поправка вычитается. Формулы (184) и (185) принимают вид (при барометре)

$$h = P_1 - \left(P_2 \pm \frac{\gamma_{ср} H}{13{,}6} \right) \pm P''_к - P'_к, \ мм \ рт. \ ст. \qquad (186)$$

где $P''_к$ и $P'_к$ — показания контрольного прибора в моменты записи двух отсчетов по обходному прибору.

Показания контрольного прибора в подземных условиях следуют за показаниями такого же прибора на поверхности, что неоднократно проверялось автором (В. Б. Комаровым). Однако в глубоких шахтах [98] эти показания несколько расходятся: если распределение температур остается постоянным, то измеренные давления воздуха в шахте при падении давления на поверхности будут больше, а при увеличении — меньше, т. е.

$$\frac{\Delta P_2}{P_2} = \frac{\Delta P_1}{P_1}, \qquad (187)$$

где P_1 и P_2 — абсолютное давление и его изменение на поверхности и ΔP_2 и ΔP_1 — соответствующие давление и его изменение в руднике.

Необходимая аппаратура. Для депрессионной съемки одной бригаде необходимо: два барометра — обходной и контрольный или депримометр и два барометра (один контрольный); психрометр; двое часов; два анемометра (один типа АСО-3, другой чашечный); рулетка; записная книжка и карандаш (не чернильный). Если съемку производят депримометром, то рекомендуется брать термос со льдом (0,5 *л*).

Если в ходе депрессионной съемки приходится проходить дважды через какие-нибудь точки, рекомендуется для контроля брать на них каждый раз отсчеты по барометру или депримометру; в местах близкого расположения вентиляционных струй следует для контроля измерить разность давления между этими струями. Такие замеры позволяют найти потерю давления в целой системе выработок и служат для контроля правильности выполнения съемки.

Контролем правильности выполнения депрессионной съемки является сравнение суммы измеренных депрессией $\sum h$ по какому-нибудь маршруту (включая стволы шахт) с депрессией рудника, измеренной согласно данным выше указаниям. При этом следует иметь в виду, что в величину замеренной депрессии рудника $h_р$ депрессия естественной тяги не входит, при замере же перепадов давления в отдельных выработках при производстве депрессионной съемки одновременно измеряется и часть депрессии естественной тяги. Поэтому должно быть

$$\Sigma h = h_р \pm h_е. \qquad (188)$$

Величина $h_е$ может быть измерена или найдена расчетом (см. главу VI). Невязка между результатом депрессионной съемки и замеренной депрессией рудника при внимательном выполнении съемки обычно не превышает 5 *мм* при депрессии рудника порядка 200 *мм*.

В журнал съемки записываются: день и место производства съемки; номера приборов: барометров или депримометра, анемометров, микроманометра (если он взят в рудник); на каждой точке (станции) записываются: номер станции, обозначенный на маршруте, время, отсчет по барометру и депримометру, температура воздуха, начальный и конечный отсчеты по анемометру (скорость воздуха измеряется не меньше двух раз, а если отсчеты получаются различными, то и три раза), размеры площади поперечного сечения. Делается эскиз выработок. Если станция расположена на пересечении выработок, то рекомендуется измерить скорость движения воздуха во всех выработках.

После окончания обхода шахтных выработок следует возможно скорее обработать результаты съемки. Делается это для того, чтобы в случае каких-либо неувязок можно было снова спуститься в рудник и повторить замеры в сомнительных точках. Чаще всего

неувязки получаются при измерении количеств воздуха. Во избежании их следует перед началом съемки договориться с начальником вентиляции о том, чтобы во время съемки вентиляционный режим на руднике не менялся, т. е. чтобы вентилятор или вентиляторы не останавливались, двери не открывались или не закрывались.

Результаты депрессионной съемки обычно изображают в виде диаграммы, на которой по оси абсцисс откладывают расстояние между станциями съемки, а по оси ординат — соответствующие им депрессии. Чем круче будет подниматься кривая на каком-нибудь участке, тем больше удельное сопротивление этого участка, тем, следовательно, неблагополучнее состояние его проветривания с точки зрения величины аэродинамического сопротивления. Руководствуясь этой диаграммой, начальник вентиляции может с полной уверенностью намечать мероприятия по рационализации проветривания рудника.

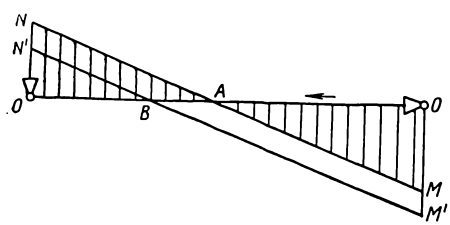


Рис. 185. Депрессиограмма рудника, проветриваемая нагнетательным и всасывающими вентиляторами

Укрупненная депрессионная съемка отличается от описанной выше тем, что при ее выполнении измеряется депрессия отдельных крупных участков вентиляционной сети, заранее намеченных при ознакомлении со схемой проветривания рудника. Она, естественно, требует гораздо меньше времени. Получив такое представление о распределении депрессии, можно исследовать более подробно те участки, которые оказались наименее благополучными. Если рудник проветривается еще подземными участковыми вентиляторами, то участки, где они расположены, обычно наиболее трудны в отношении проветривания. Участки, где имеются регулировочные окна, обычно обладают пониженным сопротивлением по сравнению с другими участками.

Депрессионные съемки на рудниках, где происходит подсос или утечки воздуха через зону обрушения, дают возможность установить то место или те выработки, где при комбинированном способе проветривания расположена *точка нулевой депрессии*, т. е. точка, где давление равно атмосферному и где, следовательно, не происходит никакого движения воздуха через зону обрушения. Эта точка находится на депрессиограмме (см. рис. 185) как точка пересечения линии депрессии и напора с осью абсцисс. Одновременно отметим, что название «зона нулевой депрессии» неправильно. Можно говорить только о зоне пониженных депрессий и напора, расположенных по обе стороны точки нулевой депрессии. В пределах этой зоны происходит движение воздуха из рудника (со стороны расположения нагнетательного вентилятора) и в рудник (со стороны всасывающего вентилятора). На рис. 185 показана депрессиограмма рудника, проветриваемого одним нагнетательным и одним всасывающим вен-

тиляторами. На депрессиограмме A и B — точки нулевой депрессии.

Вместо обычного способа производства депрессионной съемки В. А. Ярцев указал на способ, предложенный еще в 1962 г. проф. Ф. В. Хинслей. Этот способ заключается в том, что в каждой точке делают два замера — один при работающем, а другой при неработающем вентиляторе главного проветривания. При этом необходимо заранее составить график работы вентилятора, чтобы время прихода совершающей обход выработок бригады на каждую замерную станцию и время остановки вентилятора совпадали. Это весьма неудобно, так как при обходе выработок с депримометром могут быть непредвиденные задержки.

Преимущество данного способа: некоторое упрощение обработки результатов съемки и большая точность замеров — вместо небольших разностей давления измеряются значительно бо́льшие абсолютные давления в замерных станциях. Нет необходимости следить за изменениями барометрического давления на поверхности.

Видоизмененный способ депрессионной съемки с остановкой вентилятора был предложен А. М. Скопа и Ю. В. Пышковым. Этот способ отличается от способа В. А. Ярцева тем, что депрессионная съемка производится при работающем и при остановленном вентиляторе, чем исключаются многократные пуски и остановки вентилятора, вредно отражающиеся на его пусковых устройствах.

Во время депрессионной съемки необходимо каждые 5—10 *мин* записывать на поверхности показания контрольного прибора для учета поправок на изменение барометрического давления во время съемок.

Пусть на каком-нибудь участке *1—2* маршрута депрессионной съемки получены следующие исправленные отсчеты по депримометру: при работающем вентиляторе — D_1 и D_2 и при остановленном — D_2 и D_2'.

Тогда депрессия в точке *1*, обусловленная работой вентилятора, будет равна

$$h_{(1)в} = (D_1 - D_1')\,k, \text{ мм вод. ст.}$$

и в точке *2*

$$h_{(2)в} = (D_2 - D_2')\,k, \text{ мм вод. ст.},$$

где k — тарировочный коэффициент депримометра.

Депрессия вентилятора, расходуемая на участок *1—2*,

$$h_{(1-2)в} = k\,(D_1 - D_1') - k\,(D_2 - D_2'), \text{ мм вод. ст.}$$

Депрессия участка при работающем вентиляторе, учитывая, что точки *1* и *2* расположены на разных отметках, будет

$$h_{(1-2)} = (D_1 - D_2)\,k \pm H\gamma, \text{ мм вод. ст.}$$

То же, при остановленном вентиляторе

$$h'_{(1-2)} = (D_1' - D_2')\,k \pm H\gamma, \text{ мм вод. ст.},$$

где γ — средний удельный вес воздуха на участке *1—2*;

H — разница отметок точек *1* и *2*, *м*.

Знак «плюс» берется тогда, когда точка *2* ниже точки *1*, и знак «минус», если она выше.

Депрессия участка *1—2*:

при работающем вентиляторе

$$h_{(1-2)} = R_{1-2}Q_{1-2}^2, \text{ мм вод. ст.};$$

при остановленном вентиляторе

$$h'_{(1-2)} = R_{1-2}(Q'_{1-2})^2, \text{ мм вод. ст.}$$

Сопротивление участка *1—2* будет для обоих случаев, при работающем и остановленном вентиляторе, равно

$$R_{(1-2)} = \frac{h_{1-2}}{Q_{1-2}^2} = \frac{h'_{1-2}}{(Q'_{1-2})^2} \text{ кμ}.$$

Пример. На участке *1—2* точка *2* находится выше точки *1* на 20 *м*; средний удельный вес воздуха 1,2 *кг/м*^{3}, количество воздуха при работающем и неработающем вентиляторе равно соответственно 5 и 1,89 *м*^{3}/*сек*. Показания депримометра в точках *1* и *2* при работающем вентиляторе 120 и 40 делений шкалы и при неработающем 200 и 168 делений (следует отметить, что в депримометре нулевое деление шкалы расположено вверху и, следовательно, если перестает действовать разрежение, называемое работой вентилятора, то уровень жидкости в колене прибора, сообщающимся с атмосферой, понижается, и отсчеты увеличиваются). Коэффициент k принимается равным единице.

Решение. Депрессия в точке 1, обусловленная работой вентилятора,

$$D_1 - D'_1 = 120 - 200 = -80 \text{ мм вод. ст.}$$

Депрессия в точке *2*

$$D_2 - D'_2 = 40 - 168 = -128 \text{ мм вод. ст.}$$

Депрессия вентилятора, расходуемая на участке *1—2*,

$$(D_1 - D'_1) - (D_2 - D'_2) = -80 - (-128) = 48 \text{ мм вод. ст.}$$

Депрессия участка при работающем вентиляторе с учетом, что точка *2* расположена выше точки *1* и, следовательно, необходимо ввести поправку на разность отметок этих точек, равную γH со знаком «минус»

$$D_1 - D_2 - \gamma H = 120 - 40 - 1{,}2 \cdot 40 = 56 \text{ мм вод. ст.}$$

То же, при остановленном вентиляторе

$$D''_1 - D''_2 - \gamma H = 200 - 168 - 1{,}2 \cdot 40 = 8 \text{ мм вод. ст.}$$

Полученный результат представляет депрессию естественной тяги на участке *1—2*.

Так как количество воздуха при работающем и неработающем вентиляторе измерено, то сопротивление участка определяется по формуле

$$R = \frac{h}{Q^2};$$

при работающем вентиляторе

$$R_{1-2} = \frac{56}{5^2} = 2{,}24 \text{ кμ};$$

при остановленном вентиляторе

$$R_{1-2} = \frac{8}{1{,}89^2} = 2{,}24 \text{ кμ}.$$

Таким образом получены все искомые данные: общая потеря депрессии на участке *1-2* — 56 *мм*; в том числе за счет естественной тяги 8 *мм*; сопротивление участка 2,24 *кμ*.

Если на участке наблюдаются утечки воздуха, то вместо квадрата количества воздуха надо принимать произведение из начального и конечного количеств воздуха. Если скорости движения воздуха в точках *1* и *2* значительно отличаются друг от друга, то необходимо внести поправку в измеренную разность давления на разность скоростных напоров.

Недостатки данного способа: значительно большее время, затрачиваемое на депрессионную съемку (два обхода горных выработок вместо одного), возможность некоторых расхождений в распределении воздуха по выработкам, что усложняет при обработке результатов съемки взаимную привязку количеств воздуха соседних участков.

Производство депрессионных съемок подробно рассматривается в работе [2].

§ 2. Воздушная съемка рудника

Назначение воздушной съемки — установить распределение поступающего в рудник воздуха между отдельными рудными залежами (если их несколько), между этажами (при одновременной их разработке), между отдельными блоками, между выработками в пределах блоков. Можно также использовать данные воздушной съемки для нахождения мест утечек воздуха, для установления степени обеспеченности рудника воздухом и т. д.

Воздушная съемка состоит в планомерном замере скорости движения воздуха в заранее намеченных точках (станциях) с последующим подсчетом количества воздуха. Места замеров выбираются так, чтобы получить полное представление о распределении воздуха между основными горными выработками.

В каждой точке замеряются: скорость движения воздуха, сечение выработки, температура и давление в ней воздуха.

Обработку результатов воздушной съемки рекомендуется производить в возможно короткий срок после возвращения из рудника. Полученные количества воздуха приводятся к стандартному удельному весу — 1,2 *кг/м*^{3}. Эти операции рекомендуется записывать в особые формуляры, приведенные в табл. 53.

Таблица 53

№ точки	№ анемометра	Отсчеты: начальный	Отсчеты: конечный	Разница	Скорость, *м/сек*	*S*, *м*^{2}	*Q*, *м*^{3}/*сек*	*t*, °C	*B*, *мм рт. ст.*	γ_1, *кг/м*^{3}	$Q_{\text{прив}}$, *м*^{3}/*сек*	Примечание

Уравновешивание количества воздуха. Измеренные количества воздуха должны удовлетворять следующим требованиям: 1) общее количество поступающего и выходящего из рудника воздуха должны быть равны (при большом расходе сжатого воздуха количество выходящего из рудника воздуха будет больше, чем количество поступающего); 2) общее количество воздуха должно равняться сумме количеств воздуха в отдельных струях; 3) количество воздуха, поступающее на участок, должно равняться количеству воздуха, выходящему из участка.

При разработке месторождений на большой глубине или системами, при которых не происходит обрушение кровли до поверхности и, следовательно, нет подсосов через обрушенное пространство, указанные требования обычно соблюдаются. Если же имеются расхождения, то они могут быть вызваны: непостоянством вентиляционного режима, вызванного случайно открытой или закрытой дверью; пуском или остановкой вспомогательного подземного вентилятора; утечками воздуха с одной струи на другую; ошибками при измерениях.

Простейший способ уравновешивания количеств воздуха заключается в следующем: пусть измерены количества воздуха $Q_{общ}$, Q_1, Q_2, ., Q_n, давление воздуха B и температура в каждой замерной точке; измеренные количества воздуха приводятся к стандартному удельному весу; определяют сумму количеств воздуха $Q_1 + Q_2 + Q_3 + \quad + Q_n = \sum Q$ в струях, на которые делится общая струя; находят разницу ΔQ между общим количеством воздуха $Q_{общ}$ и суммой $\sum Q$. Тогда поправки к частным значениям количеств воздуха будут:

$$\delta Q_1 = \Delta Q \frac{Q_1}{\sum Q}; \quad \delta Q_2 = \Delta Q \frac{Q_2}{\sum Q}.$$

Пример. Измерены количества воздуха Q, давления B и температуры t. Требуется уравновесить количества воздуха.

Таблица 54

Место замера	Q, м³/мин	B, мм	$t°$, С	$Q_{прив}$	δQ	$Q_{испр}$
Околоствольный двор	1500	780	5	1595	+13	1608
1 струя	400	780	6	424	—11	413
2 струя	500	770	10	516	—14	502
3 струя	700	765	12	712	—19	693
На вентиляционной сбойке	1630	755	15	1620	—13	1607

В пятом столбце (табл. 54) записаны, приведенные к 760 *мм* и 15° С количества воздуха. За истинное количество воздуха принимается то, которое измерено наиболее точно; в данном случае принимаем *1* и *5* замеры и из них среднее арифметическое

$$\frac{1595+1620}{2} = 1608 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Если бы один из этих двух замеров был почему-либо более надежен, чем другой, то можно было бы принять его за наиболее вероятное количество воздуха.

$$Q_1+Q_2+Q_3=424+516+712=1652\ м^3/мин;$$

$$\Delta Q=1652-1608=44\ м^3/мин.$$

Поправки равны:

$$\delta Q_1=44\,\frac{424}{1652}=-11\ м^3/мин;\quad \Delta Q_2=-14\ м^3/мин;$$

$$\Delta Q_3=-19\ м^3/мин \text{ и т. д.}$$

Из сопоставления столбцов 2 и 5 видно, что уже одно приведение к общему удельному весу существенно уменьшает расхождение в замерах.

Исправленные количества воздуха наносят на вентиляционную схему. При наличии утечек воздуха с одной струи на другую ограничиваются приведением воздуха к стандартному удельному весу, после чего определяют его утечки с одной струи на другую. При этом руководствуются тем, что убыль воздуха на одной струе должна быть равна прибыли на другой струе, а общее количество воздуха должно оставаться одним и тем же. Если подземные выработки имеют связь с дневной поверхностью через зону обрушения, то разница между количеством поступающего и выходящего из рудника воздуха (положительная или отрицательная) будет равна количеству воздуха, проходящего через зону обрушения в том или ином направлении. Это количество воздуха выражается в процентах от количества воздуха, поступающего в рудник.

Мероприятия по борьбе с утечками в подземных выработках указаны в главе об утечках воздуха.

Следующий этап состоит в установлении степени обеспеченности всего рудника и отдельных блоков свежим воздухом, например, по коэффициентам, предложенным И. Б. Ошмянским. Данные для вычисления значений этих коэффициентов получаются в ходе обследования. За критерий обеспеченности очистных забоев свежим воздухом можно принять:

1) скорость воздуха в этих забоях, которая должна быть в пределах, указанных в параграфе ПБ, трактующем о борьбе с пылью средствами вентиляции;

2) запыленность воздуха (в $мг/м^3$), которая обычно не выдерживается и трудно достигается увеличением подачи воздуха для ее снижения до санитарной нормы; необходимо осуществление комплекса мероприятий (см. главу V части первой).

§ 3. Вентиляционные сооружения

Требования, предъявляемые к вентиляционным сооружениям, различны: кроссинги должны обладать минимальным аэродинамическим сопротивлением. Кроме кроссингов большие потери давления могут вызывать повороты вентиляционных струй, их внезапные сужения или расширения, если только скорость движения воздуха значительна. Так, один поворот под прямым углом, расположенный

на пути главной вентиляционной струи рудника (50 $м^3/сек$), при скорости движения воздуха 8 *м/сек* требует затраты депрессии 8 *мм вод. ст.*, что эквивалентно примерно 8 *квт* мощности вентиляторной установки. Мероприятия по уменьшению аэродинамического сопротивления поворотов были указаны в главе IV части второй; кроссинги должны иметь на входе в них плавное сужение (конфузор) и на выходе плавное расширение (диффузор).

Все остальные вентиляционные сооружения должны обладать высокой воздухонепроницаемостью. Следует дать оценку их состояния. Способы определения утечек воздуха и нормы их приведены в главе X. Места утечек и их величина находятся по данным воздушной съемки. Кроме явных утечек воздуха полезно определять места и направление утечек через обрушенное пространство, соседние блоки и т. д. Особое внимание следует уделять подсосу или утечкам через зону обрушения.

§ 4. Проветривание выработок при проходке

Число проходческих забоев на рудниках обычно велико и поэтому правильной организации в них проветривания необходимо уделять большое внимание. При обследовании следует проверять:

1) правильность установки вентилятора на свежей струе на расстоянии не менее 10 *м* от исходящей струи;

2) расстояние конца труб от забоя (по Правилам безопасности не должно превышать 10 *м*; в зарубежных странах допускают расстояние до 15—18 *м*);

3) величину потерь воздуха в трубах и качество уплотнения стыков вентиляционных труб.

Кроме того, следует проверить, через какое время после взрывания шпуров содержание ядовитых газов у забоя будет удовлетворять нормам Правил безопасности.

§ 5. Анализ схем и способов проветривания

При анализе схем проветривания рудника, его участков и блоков следует обратить внимание на следующее.

I. По руднику в целом:

1) на наличие или отсутствие вентиляционного горизонта (если его нет, то указать на последствия этого);

2) на расположение воздухоподающих и вентиляционных стволов (штолен) и его влияние на обеспеченность рабочих блоков воздухом;

3) на влияние схемы проветривания при ведении работ на нескольких горизонтах на распределение воздуха по этим горизонтам;

4) на влияние способа и схемы проветривания на подсос воздуха через зону обрушения;

5) на способы и средства для регулирования распределения воздуха между отдельными участками и их эффективность;

6) на влияние способа и схемы проветривания на величину утечек воздуха;

7) на случаи последовательного проветривания горизонтов;

8) на использование естественной тяги для улучшения проветривания;

9) на возможность сокращения пути движения воздуха путем упрощения схемы проветривания (проведением новых выработок вместо ликвидируемых или проходки с поверхности буровых скважин большого диаметра;

10) большую пользу при анализе схем проветривания могут оказать данные воздушной и депрессионной съемок; первые укажут на места утечек воздуха, вторые — на участки с большим аэродинамическим сопротивлением; можно привести немало примеров, как путем снижения величины этого сопротивления — путем расширения выработок или их перекрепления — достигалось весьма существенное увеличение подачи воздуха.

II. По отдельным участкам и блокам обратить внимание:

1) при проветривании блоков участковыми (блоковыми) вентиляторами — на распределение воздуха между блоками; на расположение этих вентиляторов;

2) на способ проветривания рабочих мест;

3) на наличие сборного вентиляционного штрека;

4) при подэтажной разработке — на схему проветривания в период подготовки, на способ проветривания восстающих при проходке;

5) при слоевой разработке — на эффективность проветривания очистных забоев;

6) при системе разработки открытым забоем — на равномерность распределения воздуха по выемочному участку; на применение вентиляторов местного проветривания для улучшения распределения воздуха;

7) при системе с массовым обрушением — на проветривание ортов скреперования и распределение в них воздуха.

Могут возникать и другие вопросы в зависимости от местных условий.

ЛИТЕРАТУРА

1. Абрамов Ф. А. и др. Аэродинамическое сопротивление горных выработок. Изд-во «Недра», 1964.

2. Абрамов Ф. А. и др. Лабораторный практикум по рудничной вентиляции. Изд-во «Недра», 1966.

3. Афанасьев В. А. Результаты исследований устойчивости по направлению вентиляционных схем участков. ДонУГИ. Сб. работ аспирантов МакНИИ, 1965.

4. Багриновский А. Д. Регулирование распределения воздуха в диагональных соединениях. Сб. «Проблемы рудничной аэрологии». Изд-во АН СССР, 1963.

5. Багриновский А. Д., Клебанов Ф. С. Теоретические вопросы автоматизации проветривания угольных шахт. Изд-во «Наука», 1965.

6. Бакиров У. Х., Сидоров П. С. К вопросу проветривания камер. «Горный журнал», 1955, № 5.

7. Барон Л. И. Профилактика силикоза и антракоза при горных разработках. Углетехиздат, 1954.

8. Бевз Т. Д. О методе определения общешахтной депрессии при проектировании вентиляции шахт Кривбасса. Сб. КГРИ, вып. XVI. Госгортехиздат, 1963.

9. Бевз Т. Д. Снижение аэродинамического сопротивления шахтных стволов. Сб. КГРИ, вып. XXI. Госгортехиздат, 1963.

10. Бевз Т. Д. Применение пластмасс для снижения вентиляционного сопротивления горных выработок. Сб. КГРИ, вып. XXI. Госгортехиздат, 1963.

11. Бевз Т. Д. Исследование вентиляционных параметров при слиянии и делении потока на сопряжения горных выработок. Сб. КГРИ, вып. XXII. Изд-во «Недра», 1964.

12. Борзов К. В. Контрольно-измерительные приборы, применяемые в горнодобывающей промышленности. Госгортехиздат, 1961.

13. Борисов Д. Ф. Определение депрессии естественной тяги методом подсчета. Записки Ленинградского горного института, т. XIV.

14. Борьба с силикозом. Сб. статей, т. I. Изд-во АН СССР, 1953.

15. Борьба с силикозом. Сб. статей. т. II, Изд-во АН СССР, 1959.

16. Борьба с силикозом. Сб. статей, т. V. Изд-во АН СССР, 1962.

17. Борьба с силикозом. Сб. статей, т. VI. Изд-во «Наука», 1964.

18. Борьба с силикозом. Сб. материалов Магаданского областного совещания. Изд-во ВНИИ-1, 1961.

19. Бузин В. А. Лабораторные исследования возможной глубины регулирования вентиляционных струй. Тезисы докладов II научно-технической конференции молодых ученых по проблемам угольной промышленности. ДонУГИ, Донецк, МакНИИ, 1966.

20. Бухман Я. З., Бакиров У. Х. Местное проветривание на металлических рудниках. Госгортехиздат, 1961.

21. Бухман Я. З. Расчет проветривания горных выработок по кислородному фактору. «Горный журнал», 1964, № 4.

22. Вигдорчик Е. А. Задержка аэрозолей при дыхании. Труды Ленинградского научно-исследовательского института гигиены труда и профессиональных заболеваний, т. XI, ч. 2, 1948.

23. Влчек Я. Фотограмметрический метод определения поперечных профилей горизонтальных выработок. «Руда», № 9, Прага.

24. Войтов Г. И. Некоторые вопросы газоносности апатито-нефелиновых месторождений Хибинского щелочного массива. Сб. «Проблемы рудничной аэрологии». Изд-во АН СССР, 1963.

25. Воронин В. Н. Основы рудничной аэрогазодинамики. Углетехиздат, 1951.

26. Воропаев А. Ф. Тепловая депрессия шахтной вентиляции. Изд-во АН СССР, 1950.

27. Временная инструкция по борьбе со взрывами сульфидной пыли на колчеданных рудниках. Центральное бюро технической информации Среднеуральского совнархоза, 1963.

28. Гребенщиков Л. С. и др. Осаждение рудничной пыли электрозаряженной водой. Научно-технический сборник «Горнодобывающая промышленность Казахстана», 1961.

29. Вассель Р. Я. Автоматическая установка для регулирования проветривания очистных забоев. Записки ЛГИ, т. 50, вып. 1. Изд-во «Недра», 1965 (соавтор Деметриадес В. Г.).

30. Демчук П. А., Тихомиров И. А. Определение окислов азота в рудничном воздухе после взрывных работ. «Безопасность труда в промышленности», 1962, № 7.

31. Дерягин Б. В., Михельсон М. Л. Конденсационный метод пылеулавливания для осаждения рудничной пыли. Изв. АН СССР, ОТН, «Металлургия и топливо», № 2, 1953.

32. Десятников Д. Т. и др. Снижение запыленности рудничной атмосферы. Госгортехиздат, 1962.

33. Дуганов Г. В., Баратов Э. И. Тепловой режим рудников Госгортехиздат.

34. Дукалов М. Ф. Выбор обтекаемой армировки для глубоких стволов метанообильных шахт. Сб. «Разработка месторождений на больших глубинах». Углетехиздат, 1955.

35. Дьяков В. В. Обеспыливание горизонтов скреперования. Госгортехиздат, 1961.

36. Дядькин Ю. Д. Особенности теплового режима шахт в зоне вечной мерзлоты. «Горный журнал», 1962, № 8.

37. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Госгортехиздат, 1962.

38. Карпов А. М. К вопросу влияния работы подъема на аэродинамическое сопротивление шахтных стволов. Тр. Новочеркасского политехнического института, т. 45, 1957.

39. Карпов А. М., Патрушев М. А. Регулирование распределения воздуха на вентиляционных участках при автоматизации управления проветриванием. «Уголь Украины», 1963, № 5.

40. Кашибадзе В. В. Исследование аэродинамического сопротивления механизированных горных выработок. Тбилиси, Изд-во «Мецниереба», 1965.

41. Клебанов Ф. С. Три номограммы к расчету рудничной вентиляции. Сб. «Проблемы рудничной аэрологии и внезапных выбросов». Изд-во АН СССР, 1958.

42. Комаров В. Б., Борисов Д. Ф. Рудничная вентиляция. Изд. ГОНТИ СССР, 1938.

43. Ксенофонтова А. И. и др. Справочник по рудничной вентиляции. Госгортехиздат, 1962.

44. Лидин Г. Д. и др. Изыскание методов дегазации нижнего блока рудника Заполярный. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1963.

45. Луговский С. И. Проветривание глубоких рудников. Госгортехиздат, 1962.

46. Луговский С. И. и др. Вентиляция шахт и карьеров. Изд-во «Недра», 1964.

47. Матвеенко Н. Г. Применение цементации трещиноватых пород для борьбы с метаном на рудниках Норильска. Сб. «Проблемы рудничной аэрологии». Изд-во АН СССР, 1963.

48. Медведев И. И., Патрушев М. А. Проветривание калийных и каменносоляных рудников. Госгортехиздат, 1963.

49. Миронюк П. П., Русак О. Н. О норме потерь воздуха в вентиляционных каналах на рудниках Заполярья. Безопасность труда в промышленности, 1968, № 3.

50. Михайлов В. И., Кузьмин Д. В. Исследование аэродинамического сопротивления горных выработок в шахтных условиях. Тр. МакНИИ, т. XV, Госгортехиздат, 1963.

51. Мустель П. И. Проветривание естественной тягой сложных вентиляционных соединений. «Горный журнал», 1949, № 9.

52. Мустель П. И. Вентиляция шахт. Металлургиздат, 1959.

53. Недин В. В., Нейков О. Д. Борьба с пылью на рудниках. Изд-во «Недра», 1965.

54. Оборудование, применяемое при комплексном обеспыливании рудников и шахт. Изд-во «Недра», 1964.

55. Опыт совершенствования проветривания горных выработок и способы борьбы с пылью. Материалы межреспубликанской школы. ЦНИИНцветмет, 1963.

56. Ошмянский И. Б. Исследование вентиляционных параметров и выявление резервов для интенсификации проветривания шахт Кривбасса (автореферат кандидатской диссертации), 1966.

57. Ошмянский И. Б., Богинский П. Я. Анализ утечек и подсоса воздуха на шахтах треста Дзержинскруда. Сб. КГРИ, вып. XXI. Госгортехиздат, 1963.

58. Паровишник Н. А., Заславский М. А. Автоматизация вентиляторных установок главного проветривания. «Уголь», 1956.

59. Патрушев М. А. Строение шахтной вентиляционной сети. Доклад на заседании секц. техн. без. н. т. Комит. по топл. пром-сти ДонУГИ, 1964.

60. Патрушев М. А., Афанасьев В. А. Неустойчивость схем проветривания участков шахт Донецко-Марьевского района Донбасса по направлению движения воздуха. Сб. тр. ин-та горн. тех. и техн. киб. им. М. М. Федорова, № 15. Изд-во «Недра», 1964.

61. Поляков В. С., Гордеев А. Т. Комплексный газоопределитель рудничной атмосферы. «Безопасность труда в промышленности», 1966, № 3.

62. Прокофьев В. П. Пути увеличения экономичности главных вентиляторных установок на рудниках цветной металлургии. «Горный журнал», 1961, № 3.

63. Раскин И. А. Новые вентиляторы для шахт и рудников. Изд-во «Недра», 1965.

64. Редько И. А. Дистанционный способ определения содержания окиси углерода в глухих забоях. «Горный журнал», 1955, № 11.

65. Рыжков Ф. Н., Тощев Ю. В. Туманообразователь ТУ-6. «Цветная металлургия», 1966, № 2.

66. Сборник научных трудов, вып. 1. Институт горного дела им. М. М. Федорова (Криворожский филиал). Изд. ГОСИНТИ, 1962.

67. Сенкевич О. В. и др. Экспресс-метод определения окислов азота в шахтном воздухе. «Безопасность труда в промышленности». 1966, № 12.

68. Силакова И. Р., Микитис Н. М. Новые аппараты для анализа шахтного воздуха. Углетехиздат, 1954.

69. Сипягин В. А., Сачков А. Ф. Обеспыливание атмосферы рудников. Изд. ГОСИНТИ, 1958.

70. Сипягин В. А., Чернова Е. И. Руководство по определению пыльности рудничного воздуха, 1956.

71. Русак О. Н. Установление средних утечек воздуха в вентиляционных каналах рудников Заполярья. Записки Ленинградского горного института, т. LV, вып. 1. Изд-во «Недра», 1968.

72. Скочинский А. А. и др. Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов и способов его снижения. Углетехиздат, 1953.

73. Скочинский А. А., Комаров В. Б. Рудничная вентиляция, изд. 3. Углетехиздат, 1959.

74. Скочинский А. А., Комаров В. Б. и др. Вентиляция рудников. Горно-нефтяное изд-во, 1933.

75. Справочник по борьбе с рудничной пылью. Изд. ГОСИНТИ, 1962.

76. Торский П. Н. Борьба с рудничной пылью. Металлургиздат, 1951.

77. Торский П. Н. и др. Обеспыливание угольных шахт. Углетехиздат, 1956.

78. Труды института ЦНИГРИ, вып. 71. Изд. ЦНИГРИ, 1966.

79. Филиппова М. П., Шуринова М. К. Испытания новых противопылевых респираторов. «Горный журнал», 1965, № 12.

80. Фридман А. И. К вопросу о раздельном определении горючих газов в рудниках. «Безопасность труда в промышленности», 1965, № 1.

81. Фролов Н. С. Влияние расположения воздухоподающих и воздухоотводящих каналов на распределение воздуха в вентиляционных сетях. Труды КГРИ, вып. XVI. Изд-во «Недра», 1963.

82. Фролов Н. С. Результаты аэродинамического моделирования диагональных схем проветривания. Труды КГРИ, вып. XVI. Изд-во «Недра», 1963.

83. Фролов Н. С. К вопросу воздухораспределения на горизонтах доставки руды при разработке мощных рудных залежей. Труды КГРИ, вып. XVI. Изд-во «Недра», 1963.

84. Хохлов Н. А., Ушаков К. З. Влияние клетей на аэродинамическое сопротивление шахтных стволов. Записки ЛГИ, т. 50, вып. 1. Госгортехиздат, 1963.

85. Цой С. Регулирование воздухораспределения в выработках воздушными завесами при встречном взаимодействии струй. Вестник АН КазССР, 1958, № 8.

86. Цой С., Петрович С. И. Электромоделирующие приборы для расчета вентиляционных сетей. Изд-во «Наука», 1965.

87. Цой С., Рогов Е. И. Основы теории вентиляционных сетей. Алма-Ата. Изд-во «Наука», 1965.

88. Цой С., Цхай С. Электронно-вычислительная техника в вентиляционной службе шахт. Алма-Ата. Изд-во «Наука», 1966.

89. Чабан П. Д. Исследования ВНИИ-1 в области проветривания. Труды ВНИИ-1, т. XXIII, Магадан, 1964.

90. Чабан П. Д. и др. Тепловой режим рудника в условиях Северо-Востока СССР. Труды ВНИИ-1, т. XXV. Магадан, 1966.

91. Чернявский Э. И. Фиксирование взрывов и вспышек колчеданной пыли способом термопар. «Безопасность труда в промышленности», 1963, № 2.

92. Чернявский Э. И. и др. Способ борьбы со взрывами сульфидной пыли при шпуровом взрывании. «Горный журнал», 1965, № 9.

93. Шашмурин Ю. А., Луковский В. Д. Опыт применения фотопланиметрического метода для определения поперечных сечений горных выработок. Технология разработки рудных месторождений Заполярья. Изд-во «Наука», 1964.

94. Шепелев С. Ф. и др. Средства распределения воздуха в выработках крупнейших рудников Казахстана. Сб. «Вентиляционная сеть и пылеподавление на рудниках Казахстана». Алма-Ата, 1966.

95. Щербань А. Н. Основы теории и методы тепловых расчетов рудничного воздуха. Углетехиздат, 1953.

96. Якушин Н. П. Проветривание и борьба с газами при проходке стволов шахт. Госгортехиздат, 1962.

97. Gregory C. E. The possible use of interference plates for reduction of shaft resistance. «J. Mine Ventil. Soc. S. Africa», 1966, N 7.

98. Hinsley F. B. The assessment of energy and pressure losses due to air-flow in shaft airways and mine circuits. «Min. Engr.», 1962, N 23.

99. Cartigny S. Les inhibiteurs d'évaporation de nappes d'eau moyen d'ameliorer le climat des mines. «Rev. Inst. Hyg. mines», 1963, N 4.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

Предисловие 3

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА

Глава I

Рудничный воздух

§ 1. Общие сведения о рудничном воздухе 5
§ 2. Постоянные составные части рудничного воздуха 6
§ 3. Ядовитые примеси рудничного воздуха . . 10
§ 4. Газообразные эманации радиоактивных веществ . 13
§ 5. Взрывчатые газообразные примеси рудничного воздуха 17

Глава II

Контроль состава рудничного воздуха

§ 1. Лабораторный анализ рудничного воздуха . . . 24
§ 2. Опробование рудничного воздуха в подземных выработках 24

Глава III

Рудничная пыль и ее вредность

§ 1. Общие сведения о рудничной пыли 55
§ 2. Источники пылеобразования в рудниках . 56
§ 3. Профессиональная вредность рудничной пыли 58

Глава IV

Пылевентиляционная служба и методы контроля запыленности рудничного воздуха

§ 1. Организация пылевентиляционной службы на рудниках 61
§ 2. Методы контроля запыленности рудничного воздуха . 62
§ 3. О порядке контроля запыленности воздуха на рудниках 81

Стр.

Глава V

Мероприятия по борьбе с рудничной пылью

§ 1. Инженерно-технические мероприятия по борьбе с рудничной пылью 83
§ 2. Медико-санитарные и социально-бытовые мероприятия 119

Глава VI

Борьба со взрывами сульфидной и серной пыли

§ 1. Опасность взрывов сульфидной и серной пыли . . . 120
§ 2. Факторы, влияющие на взрывчатость сульфидной пыли 121
§ 3. Характерные особенности взрывов сульфидной пыли . . . 123
§ 4. Способы фиксирования взрывов и вспышек сульфидной пыли 123
§ 5. Меры борьбы со взрывами сульфидной пыли 125

Глава VII

Рудничный климат

§ 1. Температура рудничного воздуха . 128
§ 2. Прогноз температуры рудничного воздуха 131
§ 3. Физиологическое действие температуры воздуха на организм человека и нормы тепловых условий работы в рудниках 132
§ 4. Кондиционирование воздуха . 134
§ 5. Температурный режим рудников в зоне вечной мерзлоты 135

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ВЕНТИЛЯЦИЯ РУДНИКОВ

Глава I

Основные физические параметры, определяющие состояние рудничного воздуха

Глава II

Приборы и методы измерения температуры, влажности, давления и скорости движения воздуха

§ 1. Измерение температуры рудничного воздуха 143
§ 2. Измерение температуры горных пород 143
§ 3. Дистанционный контроль температуры рудничного воздуха 144
§ 4. Измерение влажности рудничного воздуха 144
§ 5. Измерение абсолютного давления воздуха 148
§ 6. Измерение разности давлений (депрессии) . 150
§ 7. Приборы для измерения скорости движения воздуха 153
§ 8. Способы измерения скорости движения воздуха 159

Стр.

Глава III

Законы движения воздуха в рудничных выработках

§ 1. Уравнение неразрывности . 165
§ 2. Режим движения воздуха в рудничных выработках и типы воздушных потоков . . . 166
§ 3. Уравнение Бернулли . . 167
§ 4. Выводы из уравнения Бернулли 169
§ 5. Закон подобия. 171

Глава IV

Аэродинамическое сопротивление рудничных выработок

§ 1. Закон сопротивления 172
§ 2. Сопротивление трения 175
§ 3. Лобовое сопротивление 189
§ 4. Местные сопротивления 190
§ 5. Влияние различных факторов на величину аэродинамического сопротивления и на коэффициент трения . . 194
§ 6. Значение местных сопротивлений в общем сопротивлении рудника 196
§ 7. Единицы сопротивления 197
§ 8. Эквивалентное отверстие 200
§ 9. Характеристика выработок и рудников 201

Глава V

Общее сопротивление системы рудничных выработок

§ 1. Различные типы соединений выработок и способы определения их общего сопротивления 202
§ 2. Расчет сложных сетей 209

Глава VI

Естественная тяга

§ 1. Общие сведения 214
§ 2. Методы подсчета депрессии естественной тяги 216
§ 3. Способы замеров депрессии естественной тяги 221

Глава VII

Проветривание рудников вентиляторами

§ 1. Типы рудничных вентиляторов 224
§ 2. Характеристика вентиляторов 238
§ 3. Основные величины, характеризующие работу вентиляторов . 240
§ 4. Анализ факторов, влияющих на работу главных вентиляторов 240

Стр.

Глава VIII

Совместная работа вентиляторов

§ 1. Последовательная работа вентиляторов на руднике 245
§ 2. Параллельная работа вентиляторов на руднике . . . 248
§ 3. Проветривание рудников совместным действием вентилятора и естественной тяги 256

Глава IX

Регулирование количества воздуха в подземных выработках

§ 1. Изменение общего количества воздуха, подаваемого в рудник . 259
§ 2. Изменение количества воздуха, протекающего в отдельных вентиляционных струях 261
§ 3. Практика регулирования распределения воздуха на рудниках 277
§ 4. Автоматическое регулирование расхода воздуха 282

Глава X

Борьба с утечками воздуха на рудниках

§ 1. Способы определения утечек воздуха 287
§ 2. Причины утечек воздуха и мероприятия по их снижению 292

Глава XI

Проветривание подземных выработок при их проведении

§ 1. Проветривание выработок с использованием общерудничной депрессии 300
§ 2. Проветривание выработок сжатым воздухом 301
§ 3. Проветривание глухих выработок вентиляторами и вентиляционными трубами 306
§ 4. Проветривание выработок большого сечения 331
§ 5. Проветривание восстающих 335
§ 6. Проветривание при проходке шахтных стволов 336

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ

§ 1. Выбор способа и схемы проветривания рудника 340
§ 2. Подсчет общерудничного количества воздуха . . 349
§ 3. Распределение воздуха по отдельным участкам и забоям 364
§ 4. Определение депрессии рудника . . 365
§ 5. Выбор вентилятора главного проветривания 368
§ 6. Подсчет стоимости вентиляции 370
§ 7. Особые случаи вентиляции 372

Стр.

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ

ОБСЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ

Глава I

Обследование работы вентиляторной установки

§ 1. Производство замеров 375
§ 2. Обработка результатов измерений 377
§ 3. Критерии трудности и эффективности проветривания 389

Глава II

Обследование состояния проветривания подземных выработок

§ 1. Депрессионная съемка рудника 391
§ 2. Воздушная съемка рудника 401
§ 3. Вентиляционные сооружения . . 403
§ 4. Проветривание выработок при проходке 404
§ 5. Анализ схем и способов проветривания 404

Литература 406

КОМАРОВ ВЛАДИМИР БОРИСОВИЧ
КИЛЬКЕЕВ ШАХИМАРДАН ХУСАИНОВИЧ

Рудничная вентиляция

Редактор издательства *Г. М. Ерохин*
Техн. редакторы: *Л. Н. Шиманова*
А. Е. Матвеева
Художественный редактор *В. Н. Тикунов*
Переплет художника *Г. И. Коровина*
Корректор *А. Г. Либергал*

Сдано в набор 23/I 1969 г.
Подписано в печать 25/IV 1969 г.
Т-02891. Формат 60×90¹/₁₆. Печ. л. 26,0.
Уч.-изд. л. 26,90. Бумага № 1. Индекс 1—3—1.
Заказ 135/1826—10. Тираж 6000 экз.
Цена 1 р. 67 к.

Издательство «Недра».
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Ленинградская типография № 14
«Красный Печатник» Главполиграфпрома
Комитета по печати при Совете Министров СССР.
Московский пр., 91.