

РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
УРАЛЬСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Н. И. АЛЫМЕНКО, В. В. МИНИН

ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ

ЕКАТЕРИНБУРГ 1999

УДК 622.44: 622. 452: 622. 81: 622. 40:

Алыменко Н. И., Минин В. В. **Вентиляторные установки и их применение.** Екатеринбург: УрО РАН, 1999. ISBN 5—7691—0895—9.

Изложены результаты многолетних исследований, теоретического обоснования разработки и испытания в натуральных условиях калийных рудников комплекса взаимосвязанных высокоэффективных средств безопасного проветривания, управление которым в сильноразветвленных сетях горных выработок большого сечения, имеющих труднопроветриваемые зоны, достигается путем повышения эффективности, надежности работы существующих и разработки новых средств воздухораспределения на основе изучения особенностей работы вентиляторов на вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Книга рассчитана на научных работников, инженеров и аспирантов, специализирующихся в области проветривания подземных рудников с большим эквивалентным отверстием. Представляет интерес для инженерно-технических работников калийной и соляной промышленности, а также может быть использована в качестве учебного пособия студентами вузов горного профиля.

Ответственный редактор

доктор технических наук **А. Е. Красноштейн**

Рецензент

доктор технических наук **Г. З. Файнбург**

ISBN 5—7691—0895—9

А ПРП-1998(д)—162(98)—163 ПВ—1999
8П6(03)1998

© Горный институт
ПНЦ УрО РАН, 1999 г.

ВВЕДЕНИЕ

В общем комплексе мероприятий по повышению эффективности использования в современном горном производстве новой высокопроизводительной техники и прогрессивных технологических схем значительная роль принадлежит вентиляции.

На вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием вентиляторные установки главного проветривания (ВУГП) работают, как правило, в неоптимальных режимах с КПД в ряде случаев 0,4 и менее, на что влияют большие утечки воздуха в поверхностном комплексе вентиляционного ствола (ПКВС), достигающие иногда 69% от подачи главного вентилятора (ГВ).

Таким образом, высокоэффективные ВУГП при высокой экономичности, надежности и сравнительно небольших габаритах работают либо у границы, либо за границей зоны экономичной работы.

Анализ проветривания рудников с большим эквивалентным отверстием показал, что основным вентиляционным резервом является уменьшение утечек воздуха в ПКВС, куда входят как вентиляционные установки, так и надшахтное здание вентиляционного ствола. Внешние утечки происходят через неплотности в вентиляционных каналах и переключающих устройствах, через резервный вентилятор и более 50% — через неплотности надшахтного здания, т. е. на характеристику вентиляционной сети существенное влияние оказывает участок ствола, примыкающий к вентиляционным каналам.

Адаптация вентиляторных установок к вентиляционным сетям с большим эквивалентным отверстием при существенном сокращении утечек в ПКВС и одновременном повышении надежности подсистемы ВУГП — ПКВС имеет большое народнохозяйственное значение.

Для достижения более эффективной работы ВУГП необходимы установка ее в подземных условиях и мобильные дополнительные источники тяги с большой подачей и малым давлением.

Исследованию различных аспектов проблемы проветривания калийных рудников посвящены работы И. И. Медведева, А. Е. Красноштейна, Г. Д. Поляниной, Н. Н. Мохирева, Г. З. Файнбурга, М. М. Сметанина и др. Первые методы расчета количества воздуха и аэродинамического сопротивления горных выработок предложены В. Б. Комаровым, П. И. Мустелем, В. Н. Ворониным.

Анализ публикаций показал, что в настоящее время пути и способы нормализации проветривания подземных рудников с большим эквивалентным отверстием изучены недостаточно, а рациональные методы и средства их проветривания не разработаны.

Настоящая работа — попытка решить проблему обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий труда при разработке месторождений подземным способом, имеющих сильноразветвленные вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием, локальными способами и средствами проветривания различной единичной мощности (на примере калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений).

Представленные результаты отражают в основном собственные исследования авторов.

Авторы благодарят руководство и технические службы АО “Уралкалий”, “Сильвинит” и ПО “Беларуськалий”, без многолетней финансовой поддержки и непосредственного участия которых проведение исследований было бы невозможно.

Выражаем признательность своим коллегам — сотрудникам Горного института УрО РАН за советы и консультации при обсуждении широкого круга проблем проветривания подземных рудников с большим эквивалентным отверстием.

Глава 1 написана совместно с Н. И. Гецеком, глава 2 — с Д. Н. Алыменко и А. С. Южаниным, глава 3 — с В. А. Стукаловым, глава 4 — с А. Н. Бруевым, главы 5 и 6 — с Д. Н. Алыменко и А. Н. Чистяковым.

1. ПРОБЛЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ С БОЛЬШИМ ЭКВИВАЛЕНТНЫМ ОТВЕРСТИЕМ

1.1. ХАРАКТЕР И ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕТРИВАНИЯ РАЗВЕТВЛЕННЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ С БОЛЬШИМ ЭКВИВАЛЕНТНЫМ ОТВЕРСТИЕМ

В работе шахт и рудников, имеющих вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием, встречаются все классические схемы проветривания: центральная, фланговая и комбинированная. Наиболее устойчивой, надежной и характеризующейся минимальными утечками воздуха считается фланговая схема [177—179]. Однако для калийных рудников наиболее распространена центральная схема, обладающая существенными преимуществами. Назовем главные из них:

- концентрация оборудования, зданий и сооружений на одной промышленной площадке, что улучшает условия управления и организацию работ;

- возможность создания вентиляционных сетей, содержащих только наиболее простые последовательные и параллельные соединения выработок, что дает абсолютную устойчивость системы, легкость управления процессом проветривания, быстрое аналитическое решение и расчет сети и т. д.

Первые методы расчета количества воздуха и аэродинамического сопротивления горных выработок предложены В. Б. Комаровым, В. Н. Ворониным, П. Н. Мустелем [87, 157, 211].

Проветривание калийных рудников осуществляется ВУГП, оборудованными высоконапорными вентиляторами ВРЦД-4,5, ВЦД-47 “Север”, ВЦД-47У производительностью до 500—600 м³/с и давлением до 800 даПа [104, 105, 154, 255, 265, 286, 289]. Свежий воздух поступает по грузовым, клетевым (вспомогательным) стволам на главные откаточные штреки и затем распределяется по крыльям шахтного поля. С главных откаточных

штреков свежий воздух поступает на выемочные штреки и далее по уклонам — на выемочные штреки, пройденные по пластам. Исходящая струя направляется на обособленные вентиляционные штреки, пройденные по границам панели. Из панельных вентиляционных штреков исходящая струя попадает в главные вентиляционные выработки, пройденные по пластам.

К особенностям проветривания калийных рудников относится потребность в подаче огромного количества воздуха — до 400—500 м³/с. (24 000—30 000 м³/мин). Большие сечения горных выработок, значительная разветвленность вентиляционной сети и многочисленные пути утечек воздуха как внешних, так и внутренних, определяют большую величину эквивалентного отверстия рудников (5—15 м²) [27, 180, 231, 232, 251—253].

Критерием оценки рудников с большим эквивалентным отверстием является значение данного отверстия всей вентиляционной сети, на которую работает ВУГП, а также вентиляционной сети подземных горных выработок, исключая стволы и каналы ВУГП

$$A_c = 0,377 Q_{\text{в}} / (h_{\text{в}})^{1/2} \geq 5 \text{ м}^2; \quad (1.1)$$

$$A_p = 0,377 Q_p / (h_{\text{в}} - h_c - h_k)^{1/2} \geq 5 \text{ м}^2, \quad (1.2)$$

где $h_{\text{в}}$ — давление ВУГП, даПа; h_c — потеря депрессии в стволах, даПа; h_k — потеря депрессии в вентиляционных каналах, даПа; $Q_{\text{в}}$ — подача главного вентилятора, м³/с; Q_p — количество воздуха, поступающее в рудник, м³/с.

Депрессия калийного рудника затрачивается в основном на преодоление сопротивления воздухоподающих и вентиляционных стволов (42—74%) и главных вентиляционных штреков (15—52%). На долю всех транспортных штреков выемочных участков и панельных вентиляционных штреков приходится 5—11% всей депрессии рудника [178, 200—202, 251—253].

Ввиду одновременной отработки нескольких пластов (АБ, Красный-2, В — Верхнекамское месторождение) и горизонтов (Старобинское месторождение) на калийных рудниках, большой разбросанности горных работ в шахтном поле (расстояние между отдельными рабочими участками достигает 12—15 км), трудности изоляции выработанных пространств, имеющих огромные размеры (десятки и даже сотни миллионов кубических метров), создается чрезвычайно сложная вентиляционная сеть со множеством ветвей и практически нерегулируемым дебитом. Труд-

ность управления такой сетью состоит еще и в том, что ее полное аэродинамическое сопротивление не превышает 0,01 Н · с²/м⁸, а сопротивление отдельных участков, включая целые панели — 0,03 Н · с²/м⁸. Незначительное аэродинамическое сопротивление выработок обуславливает небольшие потери депрессии на отдельных участках вентиляционной сети. Нередки случаи, когда вся депрессия панели составляет 4—5 даПа, а иногда и 1—2 даПа при количестве поступающего на панель воздуха 13—20 м³/с (800—1200 м³/мин) [177—179, 251—253].

Аэродинамическое сопротивление горных выработок ввиду отсутствия крепи характеризуется сравнительно небольшими значениями коэффициента α (0,0004—0,0014), который при конвейерных выработках возрастает до 0,002 [134, 177—179].

Наличие тупиковых и сквозных камер большого объема, значительная разветвленность вентиляционной сети, многообразие схем проветривания рабочих блоков и панелей приводят к необходимости широкого использования вентиляторов местного проветривания (ВМП). Наряду с обычными установками местного проветривания применение получили вентиляторы, работающие без перемишки (вентиляторы-эжекторы). Благодаря незначительному сопротивлению участка, они обладают высоким коэффициентом эжекции — 4—5 и более [177, 203].

На всех калийных рудниках стран СНГ и на большинстве зарубежных используется всасывающий способ проветривания. Вентиляторные установки главного проветривания (ВУГП), как правило, располагаются на поверхности. Исключение составлял рудник С. М. Кирова в г. Соликамске, где до 1973 г. работала ВУГП, расположенная под землей. Подземная установка ВУГП имеет широкое распространение за рубежом [177—179].

Многообразие факторов обусловило большое количество схем вентиляции, вследствие чего даже при наиболее благоприятном (с точки зрения потерь воздуха) обратном порядке отработки панелей возникают схемы их проветривания, характеризующиеся значительными утечками в пределах рабочих зон, трудностью воздушораспределения, крайней неустойчивостью потоков воздуха.

Для создания устойчивого проветривания добычных участков на руднике вынуждены прибегать к применению специальных вспомогательных установок и проходке различного рода дополнительных выработок, что удорожает вентиляцию и делает вентиляционную сеть труднорегулируемой.

На калийных рудниках принята панельная или панельно-блочная подготовка шахтных полей. Пласты в пределах панелей и блоков обрабатываются камерами (Верхнекамское и Старобинское месторождения) или лавами (Старобинское месторождение). Выбор схемы проветривания панелей зависит от многих факторов, основные из которых — минимальные утечки воздуха, минимальное количество подготовительных выработок и вентиляционных сооружений, устойчивость проветривания, безопасность работ и путей эвакуации рабочих в аварийных ситуациях. Кроме того, выбор схемы проветривания определяется количеством одновременно обрабатываемых пластов, порядком отработки и способом подготовки панелей, устойчивостью кровли.

В настоящее время ВНИИГом выполнены проекты на подземную установку вентиляторных установок с вентиляторами ВОД-40 (СКРУ-1 “Сильвинит”), ВОД-30 и ВОД-50 (БКРУ-2, БКРУ-4 АО “Уралкалий”) [53, 97, 250].

Проветривание отдельных рабочих зон вентиляционных сетей калийных рудников за счет общешахтной депрессии даже с использованием ВМП и вентиляторов-эжекторов весьма проблематично — возникают труднопроветриваемые зоны (ТПЗ) и проветривание не может быть решено даже при значительном увеличении подачи ВУГП. Поэтому для нормализации поступления воздуха на крылья шахтного поля или горизонты с учетом отечественного и зарубежного опыта будут использоваться подземные вспомогательные вентиляторные установки главного проветривания (ПВВУГП) с вентиляторами ВОД-30 и ВОД-40, которые будут работать совместно с поверхностными ВУГП [135].

Однако с вводом в работу подземных вентиляторных установок с такими мощными вентиляторами, как ВОД-30 и ВОД-40, возможно будет, как показывают расчеты, глобально перераспределить воздух в шахтной вентиляционной сети по крыльям и горизонтам, а решить за счет них вопрос устойчивого проветривания ТПЗ не представляется возможным из-за малого аэродинамического сопротивления горных выработок и использования только средств отрицательного регулирования (вентиляционных дверей, перемычек и т. п.). Поэтому остро стоит вопрос управления проветриванием именно применительно к рабочим зонам (блокам, панелям) [53, 140].

Малое аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети калийных рудников позволяет применять с достаточной до-

лей успеха вентиляторы-эжекторы [135, 177], у которых, однако, есть существенные недостатки, тормозящие их массовое использование. К ним относятся:

- неопределенные (постоянно изменяющиеся в различных условиях применения) аэродинамические характеристики;

- рециркуляция, возникающая в горной выработке при работе вентиляторов-эжекторов;

- проблема реверсирования воздушных потоков в горных выработках с вентиляторами-эжекторами.

С учетом сказанного для условий калийных рудников и рудников, имеющих сильно разветвленные вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием, должна быть разработана передвижная подземная вентиляторная установка (ППВУ), обладающая преимуществами вентиляторов-эжекторов [135, 177] (коэффициент эжекции до 3—5) и имеющая постоянные аэродинамические характеристики при давлении от 10 до 200 Па. В конструктивном исполнении такая установка должна быть легко монтируемой (передвижной) и с возможностью работать в реверсивном режиме.

Особенность проветривания тупиковых выработок заключается в удалении выделяющихся в них вредных веществ с помощью специальных устройств или средств, расположенных в этих и в прилегающих к ним выработках.

Быстрое и качественное проветривание очистных забоев тупиковых горных выработок в сочетании с различными инженерно-технологическими мероприятиями по обеспечиванию воздухом — важный критерий повышения производительности труда и создания нормальных санитарно-гигиенических условий.

Успешная работа зависит от правильного выбора следующих способов проветривания:

- естественного проветривания за счет молекулярной и турбулентной диффузии;

- проветривание за счет общешахтной депрессии (продольными перегородами, вентиляционными трубами, скважинами и шурфами, параллельными выработками);

- сжатым воздухом;

- при помощи вентиляторов местного проветривания (нагнетательным, всасывающим, комбинированными способами);

- комбинированными способами (продольная перегородка и вентилятор местного проветривания, скважина и вентилятор местного проветривания).

Эти способы при использовании в конкретных горно-геологических условиях имеют как достоинства, так и недостатки, [62, 85, 190].

На калийных рудниках для проветривания очистных забоев тупиковых горных выработок применяется нагнетательный способ проветривания. Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания тупиковой выработки, и выбор ВМП производятся согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников" [133].

Достоинства способа: проветривание призабойного пространства выработки осуществляется струей свежего воздуха, выходящего из трубопровода с большой скоростью, что исключает образование застойных зон в призабойной зоне; в призабойное пространство, где сосредоточено оборудование и находятся люди, а также имеет место наибольшее газовыделение из свежес обнаженного массива, поступает свежий воздух, не содержащий метан, что облегчает создание безопасных условий труда; возможность применения гибких (матерчатых, прорезиненных и иных) трубопроводов, удобных в эксплуатации.

Недостатки способа: загазирование всей выработки и необходимость постоянного разбавления этих газов до санитарных норм, что при большой длине (объеме) выработок требует установки вентиляторов значительной производительности и труб большого диаметра; уменьшение количества воздуха, поступающего в забой, при значительной длине выработки в результате увеличения утечек в трубопроводе.

От самого зарождения горного дела практически до недавних дней основным способом проветривания было использование естественных движущих сил ветрового напора и силы плавучести. За счет естественной тяги проветривали целые рудники. В нашей стране применение естественной тяги для проветривания шахт было фактически окончательно запрещено только в 1961 г. [114—116]. Проветривание отдельных выработок также учитывало силы плавучести, например, метана и метано-воздушной смеси.

Целенаправленное изучение естественного проветривания тупиковых выработок за счет сил плавучести выполнил А. М. Карпов. Скорости естественного проветривания меняются от 0,01—0,4 м/с, уменьшаясь от устья к забою. Наиболее резкое

снижение скорости воздуха наблюдается на расстоянии 5—10 м от устья выработок [145, 146, 160].

Движение воздуха в тупиковой горной выработке представляет собой вихревое течение, индуцируемое как силами плавучести, так и действием сквозного потока. Возникновение циркуляционных течений обуславливает диффузионный механизм выноса примеси. Если в циркуляционный контур внести источник тяги, то тем самым можно интенсифицировать процессы воздухообмена. Поскольку выработки имеют большие сечения (8,9—100 м² и более) и малые сопротивления, то источник тяги может быть эжектирующего типа. Места расположения источника тяги разные, но наиболее целесообразно его размещать в призабойной части для отброса вредных от груды забоя, поэтому разработка забойных установок активного проветривания (ЗУАП) весьма актуальна для таких выработок.

Подача необходимого количества воздуха в рабочие зоны (РЗ) с помощью одной ВУГП для разветвленных вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием, как показали расчеты и опыт ведения горных работ, не представляется возможным по указанным выше причинам (большие внешние и внутренние утечки, разветвленность вентиляционных сетей, наличие ТПЗ).

С учетом сказанного средства проветривания сильно разветвленных вентиляционных сетей горных выработок большого сечения (см. схему) должны состоять из ВУГП, одной или нескольких ПВВУГП, обеспечивающих подачу воздуха на крылья шахтного поля или горизонты (большие участки вентиляционных сетей), ППВУ — для подачи воздуха в ТПЗ (панели, блоки) и ЗУАП — для активной вентиляции тупиковых горных выработок.

1.2. ГЛАВНЫЕ ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ

Типы серийно выпускаемых и подготовленных к серийному выпуску шахтных вентиляторов главного проветривания (ВГП) созданы по аэродинамическим схемам Центрального аэрогидродинамического института им. Н. Е. Жуковского (ЦАГИ) К-84 (ВОД-11, ВОД-21, ВОД-30, ВОД-40, ВОД-50), Института горной механики им. М. М. Федорова (ИГМТК) Ц-35-20 (ВЦ-11, ВШЦ-16); Ц-35-15 (ВЦ-25, ВЦ-32); Ц-31-16 (ВЦЗ-32); Ц-40-32 (ВЦД-

от общего числа. Средняя величина статического КПД действующих ВУГП Урала не превышает 0,30 [159, 267].

Исследование экономичности работы ВУГП калийных рудников проводилось в 1972—1996 гг. Проветривание Верхнекамских калийных рудников осуществляется в основном центробежными вентиляторами ВРЦД-4,5. Ряд вентиляторов с большим резервом по давлению эксплуатируется со статическим КПД ниже 0,60 [53, 56, 73, 139, 216, 251—253, 269].

Исследование вентиляционных режимов отдельных установок приводит к выводу, что причиной недостаточной их экономичности является несоответствие зон их экономичного использования и параметров шахтных вентиляционных сетей, на которые они работают.

Низкий эксплуатационный КПД ВУГП приводит к значительным непроизводительным энергозатратам, так как они являются основными потребителями электроэнергии на горных предприятиях [152, 175, 293].

Повышение эффективности работы ВУГП — большая народнохозяйственная задача, решение которой позволит сэкономить значительное количество электроэнергии. Достигнуто это может быть путем точного прогнозирования вентиляционных параметров на весь срок службы шахты или рудника и расширения глубины экономичного регулирования вентиляторов.

При выборе рационального вентилятора для шахты, а также при разработке технико-экономических требований к новым вентиляторам необходимо знать, совпадают ли действительные вентиляционные режимы с проектными, а если не совпадают, то в какой степени и каков характер этого несоответствия.

В работе [154] дан анализ действительных и проектных вентиляционных режимов случайно выбранных 65 действующих ВГП угольных шахт Донбасса и Кузбасса, который показал, что ни для одной установки нет совпадения режимов. Действительные вентиляционные режимы отличаются от проектных по давлению в 1,01—7,9 раза, по производительности — в 1,01—3,7 раза, а по мощности — в 1,01—19,2 раза.

Такие отклонения действительных вентиляционных режимов от проектных приводят или к работе вентиляторов в области низких КПД, или к необходимости замены их на более мощные. Многие ВУ работают с низким КПД вследствие того, что их вентиляционные режимы имеют более низкое давление, чем предусмотрено в проектах.

Приведенные данные свидетельствуют, с одной стороны, о невысокой точности определения параметров вентиляционных режимов шахт при их проектировании, а с другой — о недостаточной глубине экономичного регулирования ВУ.

Глубина экономичного регулирования по статическому давлению определяется следующим образом:

$$I_H = 1 - \frac{H_{в ст min}}{H_{в ст max}}, \quad (1.3)$$

где $H_{в ст max}$, $H_{в ст min}$ — максимальное и минимальное статическое давление вентилятора при определенной производительности и статическом КПД не ниже 0,6.

Аналогично определяется глубина экономичного регулирования по производительности:

$$I_Q = 1 - \frac{Q_{min}}{Q_{max}}. \quad (1.4)$$

Анализ глубины изменения расчетных вентиляционных режимов и необходимой глубины регулирования показал, что они имеют различные распределения статистической вероятности, поэтому по глубине вентиляционных режимов нельзя судить о необходимой глубине экономичного регулирования вентиляторов. Последняя должна быть значительно больше первой, так как параметры вентиляционных режимов не совпадают с предельной аэродинамической характеристикой установки.

В результате статистического анализа установлено, что для обеспечения работы в области промышленного использования не менее 90 % шахтных ВУГП необходимо, чтобы они имели глубину экономичного регулирования по производительности не менее 0,7, а по статическому давлению — не менее 0,8 [154].

Наибольшую глубину регулирования, а следовательно, и наиболее широкую зону экономичной работы имеют центробежные вентиляторы, регулируемые изменением частоты вращения ротора вентилятора и угла установки закрылков рабочего колеса, и осевые вентиляторы, регулируемые путем изменения угла установки лопастей рабочего колеса. Очень мала глубина регулирования у центробежных вентиляторов, производительность и давление которых изменяются с помощью направляющих ап-

паратов. Крупные вентиляторы ВЦД-32, ВЦД-40, ВЦД-47 оснащены регулируемым приводом по системе "вентильно-машинный каскад". За счет этого глубина экономичного регулирования установок увеличилась до 0,75—0,89, а применение поворотных закрылков в вентиляторах ВЦЗ расширило глубину регулирования до 0,80 [69] при постоянной скорости вращения.

Область экономичной работы при регулировании путем изменения частоты вращения увеличивается почти в 2 раза по сравнению с остальными способами. Особенно важен в этом случае тот факт, что увеличение происходит за счет зоны с малыми производительностями и давлениями [80].

Исследованиями [242] установлено, что на шахтах статистическая вероятность отклонения относительного расхода менее 0,5 равна примерно 3 %. В связи с этим предлагается регулирование производительности центробежных и осевых вентиляторов осуществлять изменением скорости вращения 1:2.

Ступенчатое регулирование применяется в вентиляторах ВРЦД-4, 5 ($n_1 = 240$ об/мин, $n_2 = 375$ об/мин или $n_1 = 240$ об/мин, $n_2 = 500$ об/мин). При таком регулировании [255] достигается экономия электроэнергии, расходуемой на проветривание, до 30 %.

Таким образом, ясно, что выбор шахтных или рудничных ВУ представляет собой трудоемкую задачу, подразделяющуюся на проектирование вентиляционной сети, прогнозирование ее развития за срок службы шахты и обоснование выбора параметров вентилятора и привода.

Наиболее несовершенно прогнозирование вентиляционных систем, которое осуществляется путем определения аэродинамического сопротивления рудника, т. е. депрессии на какой-то рассматриваемый момент ее развития.

Реализация такого подхода приводит к тому, что, как правило, вследствие недоучета действительных подсосов воздуха и всевозможных отклонений в развитии горных работ от проектных технологических схем фактические вентиляционные режимы не совпадают с их проектными значениями.

Расчетное давление вентиляторов, как правило, значительно больше фактического, а расчетная производительность — меньше ее действительных значений. В результате этого большинство установленных на рудниках Верхнекамского месторождения вентиляторов не соответствуют по давлению внешним сетям, на которые они работают (высоконапорные вентиляторы работают на рудники с низким аэродинамическим сопротивлением), и

уже в настоящее время часть из них практически не имеет резерва по производительности.

Вопросам рационального проектирования шахтных ВУ посвящены многие исследования. Основные теоретические положения и принципы подбора вентиляторов, работающих на шахтные вентиляционные сети, изложены в трудах ведущих ученых в области горной механики — академиков АН Украины В. С. Пакка, Грузии — А. А. Дзидзигури, профессоров — Г. М. Еланчика, В. Н. Воронина, В. Г. Гейера, К. А. Ушакова, А. И. Веселова и др. В ряде работ значительное место уделено вопросам расчета параметров ВГП при проектировании вентиляции шахт и рудников [70, 71, 81, 123, 175, 219, 236—238], выбора экономичной ВУ для шахты и определения целесообразности или замены действующих установок новыми [70, 71, 219].

Однако проблема правильного подбора вентиляторов для ВУГП в условиях изменяющихся параметров проветривания еще не решена главным образом из-за отсутствия достоверных данных о значении этих параметров.

В. С. Пак и В. Г. Гейер [220] считают, что одна из основных задач дальнейшего развития шахтного вентиляционного хозяйства — улучшение способов подбора вентиляторов расчетом основных параметров вентиляционной сети при проектировании новых и реконструкции старых шахт для необходимой их точности.

Н. Н. Петров [238] отмечает, что выбор вентиляторов, выполняемый на основе существующей методики, не обоснован, так как предусматривает наличие всего одной-двух точек фиксированных значений исходных данных параметров проветривания.

А. Д. Бондаренко [79] указывает, что для предотвращения неправильного подбора вентиляторов необходимо совершенствовать прогнозирование вентиляционных параметров.

Одной из основных причин неэкономичной работы ВУ следует считать неправильный выбор вентилятора без достаточного учета действительных утечек воздуха и изменений режимов проветривания во времени [175, 274]. Конкретные рекомендации по учету изменений режимов проветривания во времени при выборе вентиляторов в литературе отсутствуют.

Таким образом, для обеспечения подбора оптимальных параметров вентилятора при проектировании шахтной вентиляции первоочередное значение приобретает прогнозирование

“размаха” вентиляционных режимов ВГП за весь срок ее эксплуатации.

Для действующих ВУГП также необходимо прогнозирование этих режимов, например при решении вопроса об их усовершенствовании или замене новыми, более соответствующими фактическому вентиляционному режиму.

В работе [238] впервые дана количественная оценка изменения параметров проветривания с использованием вероятностных методов, где в результате изучения эволюции вентиляционных систем шахт Кузбасса приведены статистические среднегодовые величины изменения потребного количества воздуха (9,5 %) и шахтного эквивалентного отверстия (5,5 %).

При выборе шахтного вентилятора необходимо помимо поля потребных вентиляционных режимов ориентироваться также на действительную глубину экономичного регулирования ВУГП по производительности и статическому давлению. Причем они должны быть больше глубины изменения шахтных вентиляционных режимов. Следовательно, при проектировании необходимо в каждом конкретном случае знать эту величину. Данному вопросу посвящены работы [70, 73, 152, 276], в которых приведены результаты анализа динамики изменения вентиляционных режимов угольных шахт и дано обоснование необходимой глубины экономичного регулирования ВГП по производительности и статическому давлению.

Однако для специфических горно-геологических и горно-технических условий горно-рудных бассейнов, в частности для калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений, возможны и другие подходы к решению этого вопроса.

В СНГ к числу ведущих организаций, активно занимающихся исследованиями в области разработки новых конструкций устройств для вентиляции и поддержания микроклимата горных выработок, относятся Институт горной механики им. М. М. Федорова, Донецкий государственный проектно-конструкторский и экспериментальный институт комплексной механизации шахт, Восточный научно-исследовательский горнорудный институт, Всероссийский научно-исследовательский институт безопасности труда и горно-рудной промышленности, опытное конструкторско-технологическое бюро по интенсификации теплообменных процессов Института технической теплофизики АН Украины. Среди зарубежных фирм — патентовладельцев — наиболь-

шую активность в совершенствовании и разработке новых конструкций вентиляционных устройств для шахт и рудников проявляет фирма ФРГ “Ruhrkohle AG”.

При эксплуатации ВУГП с центробежными вентиляторами двустороннего всасывания возникает рассогласование в углах установки осевых направляющих аппаратов (ОНА), объясняющееся наличием лифтов, различных длин в рычажных элементах и т. п. При большой разности этих углов усиливается шум и вибрация, снижается производительность и КПД вентиляторов (норма отклонения в углах установки $ОНА \pm 2^\circ$) [143]. В связи с этим у вентиляторов двустороннего всасывания возникает осевое усилие, приводящее к ускоренному износу подшипников главного вала [136, 138]. Хотя подсистема ВУГП имеет высокую надежность — до 0,983 [51, 106, 280], необходимо и возможно в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания обеспечивать контроль и уравнивание осевого усилия ротора.

Таким образом, ВУГП, являясь “сердцем” системы “вентилятор—сеть”, должен иметь набор средств регулирования и контроля основных параметров, обеспечивающих экономичную и надежную работу объекта управления.

1.3. ВНЕШНИЕ УТЕЧКИ ВОЗДУХА В ПОВЕРХНОСТНЫХ КОМПЛЕКСАХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СТВОЛОВ

Проветривание рудников осуществляется ВУГП, расположенными на дневной поверхности в непосредственной близости от вентиляционного ствола.

Основной режим работы вентиляторов ВУГП — всасывающий. Продолжительность работы — календарный год. В аварийных ситуациях предусмотрена реверсия воздушной струи.

В комплекс сооружений входят (кроме вентиляторов) подводящие каналы и диффузоры, имеющие реверсивные устройства в виде ляд, а также перекрывающее горловину вентиляционного ствола надшахтное здание со станком копра и шлюзами. Подводящие каналы сопряжены с устьем вентиляционного ствола ниже отметки дневной поверхности на 2—5 м.

Вентиляционные стволы, используемые для грузоподъемных операций, снабжены клетевым либо скиповым подъемными или их комбинацией. На рудниках, как правило, один вентиляци-

онный ствол либо два — сбитые обособленно с вентиляционными сетями разных горизонтов (например СгКРУ стволы № 3, 4).

Специфика вентиляции калийных рудников приводит к необходимости применения наиболее мощных в мире вентиляторов типа ВРЦД-4, 5, ВЦД-47 “Север”, ВЦД-47 У, ВЦД-47 А, ВОД-40. Вентиляторы практически достигли предельных режимов работы (табл. 1.1) [53, 56, 97, 135, 138, 140, 161, 216], при этом потребляемая двигателями электрическая энергия составляет от 1/3 до 1/2 всей электроэнергии, потребляемой рудником (например ВУГП рудника БКРУ-1 за месяц потребляет около 2 500 000 кВт · ч, а рудник в целом — 7 000 000, ВУГП СКРУ-1 — 2 700 000, рудник — 5 500 000 кВт · ч (табл. 1.2).

Несмотря на столь значительные затраты, рудники испытывают потребность в дополнительной подаче воздуха. Назовем резервы увеличения количества подаваемого воздуха:

- строительство новых более мощных установок либо пристройкой к существующим ВУГП вентиляторов с подводными каналами при переводе имеющихся в параллельную работу на вентиляционную сеть (СгКРУ-2, СгКРУ-3, БКРУ-1, СКРУ-1);

- увеличение производительности существующих ВГП выше паспортных показателей за счет конструктивных изменений (БКРУ-4, БКРУ-2, СгКРУ-1);

- снижение аэродинамических потерь в вентиляционной сети рудника и поверхностного комплекса (в подводных каналах ВУГП, устье вентиляционного ствола и диффузорах вентиляторов);

- сокращение внешних утечек при увеличении депрессии рудника.

Перечисленные методы в разной степени эффективны и окупаемы, однако при этом метод сокращения утечек в большей степени направлен на повышение качества проветривания шахты.

Проектируемая норма подсосов принимается из условия, что не наблюдается обмерзание колес вентиляторов в зимнее время при температуре $-30\text{ }^{\circ}\text{C}$ [105] и для поверхностных комплексов вентиляционных стволов (ПКВС) калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений, что не укладывается в нормативы герметичности (табл. 1.3).

Эффективность работы ВУГП во многом зависит от уменьшения подсосов воздуха и снижения аэродинамического сопротивления сети вентилятора.

Таблица 1.1

Характеристика вентиляции среднестатистического калийного рудника Верхнекамского и Старобинского месторождений

Параметр	1950—1960 гг.	1960—1970 гг.	1970—1980 гг.	1980—1990 гг.
Производительность рудника (A_r), млн т в год	2,2	4,7	7,8	8,6
Производительность ВГП, (Q_n), м ³ /с	140	233	383	438
Количество воздуха, поступающего в шахту ($Q_{ш}$), м ³ /с	120	192	308	348
Внешние утечки воздуха ($Q_{н}$), %	14,3	17,8	19,6	28
Внешние утечки, сосредоточенные ближе к устью ствола ($Q_{нс}$), %	—	—	—	67
Внешние утечки в подводных каналах вентиляторов ($Q_{нк}$), %	—	—	—	33
Внутренние утечки воздуха (Q_{yn}), %	43	37	34	33
Количество воздуха на 1 т суточной добычи ($Q_{рA_c}$), м ³ /с	1,18	0,88	0,85	0,97
Мощность двигателя ВУ (N_p), кВт	560	1300	3500	4150
Потребляемая мощность двигателей ВУ (N_n), кВт	—	—	—	3470
Удельный расход электроэнергии по вентиляции (q), кВт/ч на 1 т	1,83	1,99	3,23	4,15
Средняя скорость воздуха в воздухоподающих стволах (v), м/с	3,8	6,2	7,1	8,3
Средняя скорость воздуха в вентиляционных стволах (v), м/с	5,8	8,4	10,6	10,6
Средняя скорость воздуха на главных вентиляционных штреках (v), м/с	4,5	6,2	7,8	7,8

Таблица 1.2

**Характеристика вентиляции каменных рудников
Верхнекамского и Старобинского месторождений**

Параметр	БКРУ-1 (1980— 1995 гг.)	БКРУ-2 (1980— 1995 гг.)	БКРУ-3 (1980— 1995 гг.)	БКЗ-4 (1980— 1992/1995 гг.)
Березники				
Производительность рудника (A_r), млн т в год	7,2	8,0	8,2	5,5/5,9
Производительность ВГП, (Q_v), м ³ /с	516,6	393,3	483,3	393,3/482,1
Количество воздуха, поступающего в шахту ($Q_{ш}$), м ³ /с	466,6	289,6	350,1	266,6/440,9
Внешние утечки воздуха ($Q_{в}$), %	9	28	19	34/9
Внешние утечки, сосредоточенные к устью ствола ($Q_{вс}$), %	58	61	—	79/69
Внешние утечки в подводящих каналах вентиляторов ($Q_{вк}$), %	42	39	—	21/31
Внутренние утечки воздуха ($Q_{вт}$), %	64	38	41	61/22
Количество воздуха на 1 т суточной добычи ($Q_{в}A_c$), м ³ /с	1,46	0,99	1,09	1,06/1,52
Мощность двигателя ВУ (N_v), кВт	1600 + + 4000 + + 1600	1600	4000	1600/3150 + + 3150
Потребляемая мощность двигателей ВУ (N_v), кВт/ч	1400 + + 3400 + + 1600	1610	3400	1700/2950
Средняя скорость воздуха в вентиляционных стволах (v), м/с	15,1	10,6	14,2	7,8/9,8

Продолжение табл. 1.2

Параметр	СКРУ-1 (1980— 1995 гг.)	СКРУ-2 (1980— 1995 гг.)	СКРУ-3 (1980— 1995 гг.)	СКРУ-4 (1980— 1995 гг.)
Соликамск				
Производительность рудника (A_r), млн т в год	3,5	7,2		7,8
Производительность ВГП, (Q_v), м ³ /с	533,3	383,3		433,3
Количество воздуха, поступающего в шахту ($Q_{ш}$), м ³ /с	150,6	233,3		250,1
Внешние утечки воздуха ($Q_{в}$), %	69	51		53
Внешние утечки, сосредоточенные к устью ствола ($Q_{вс}$), %	88	71		65
Внешние утечки в подводящих каналах вентиляторов ($Q_{вк}$), %	12	29		35
Внутренние утечки воздуха ($Q_{вт}$), %	30	43		38
Количество воздуха на 1 т суточной добычи ($Q_{в}A_c$), м ³ /с	0,94	0,73		0,78
Мощность двигателя ВУ (N_v), кВт	4000	1600		4000
Потребляемая мощность двигателей ВУ (N_v), кВт/ч	3000	1500		2670
Средняя скорость воздуха в вентиляционных стволах (v), м/с	6,7	7,7		14,3
Параметр	СгКРУ-1 (1980— 1995 гг.)	СКРУ-2 (1980— 1995 гг.)	СгКРУ-3 (1980— 1995 гг.)	СгКРУ-4 (1980— 1995 гг.)
Солигорск				
Производительность рудника (A_r), млн т в год	12,5	8,7	8,5	17,5
Производительность ВГП, (Q_v), м ³ /с	516,7	466,7	466,7	611,7
Количество воздуха, поступающего в шахту ($Q_{ш}$), м ³ /с	450,1	400,0	410,1	433,3

Параметр	СгКРУ-1 (1980— 1995 гг.)	СКРУ-2 (1980— 1995 гг.)	СгКРУ-3 (1980— 1995 гг.)	СгКРУ-4 (1980— 1995 гг.)
Внешние утечки воздуха ($Q_{\text{вн}}$), %	13	17	16	41
Внешние утечки, сосредоточенные к устью ствола ($Q_{\text{внс}}$), %	73	54	49	70
Внешние утечки в подводящих каналах вентиляторов ($Q_{\text{внк}}$), %	27	46	51	30
Внутренние утечки воздуха ($Q_{\text{внт}}$), %	10	8	9	15
Количество воздуха на 1 т суточной добычи ($Q_{\text{в}}/Q_{\text{д}}$), м ³ /с	0,79	0,09	1,14	0,58
Мощность двигателя ВУ ($N_{\text{в}}$), кВт	4000	+1600 4000+ +1600	2500	4000+ +4000
Потребляемая мощность двигателей ВУ ($N_{\text{вд}}$), кВт/ч	4100	+1200 3200+ +1400	2670	2300+ +3100
Средняя скорость воздуха в вентиляционных стволах (v), м/с	14,3	14,1	14,6	6,5 + 8,1

Исследованиями ЛГИ, ДГИ, МГИ, СГИ, ППИ, КПИУИ, ГИ УрО РАН и другими установлено, что на шахтах и рудниках СНГ внутришахтные утечки составляют от 23 % до 67 % от количества воздуха, поступающего в рудник; внешние утечки находятся в пределах от 6 % до 66 %, составляя в среднем 40 % производительности ВГП. Внешние утечки через устья стволов составляют в среднем 54 %, через вентиляционные устройства в каналах вентиляторов — 46 % [2, 27, 28, 62].

Подобные соотношения характерны и для рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений (см. табл. 1.2) за исключением средних значений, приуроченных к устью ствола

Нормативные и фактические утечки воздуха в поверхностных комплексах вентиляционных стволов калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений (1996 г.)

Рудник	Утечки		Превышение фактических утечек над нормативными
	нормативные	фактические	
БКРУ-1	1,05	0,09	0,04
БКРУ-4 (до 1992 г.)	1,25	1,34	0,09
БКЗ-4 (с 1992 г.)	1,05	1,09	0,04
БКРУ-2	1,25	1,28	0,03
СКРУ-1	1,25	1,51	0,26
СКРУ-2	1,20	1,51	0,31
СКРУ-3	1,20	1,18	-0,02
СгКРУ-1	1,25	1,13	-0,12
СгКРУ-2	1,25	1,17	-0,08
СгКРУ-3	1,25	1,16	-0,09
СгКРУ-4 (ст. 3)	1,20	1,42	0,22
СгКРУ-4 (ст. 4)	1,20	1,38	0,18

(68 %) и происходящих в устройствах подводящих каналов (32 %). Пример влияния внешних утечек на проветривание шахт и обеспеченность воздухом очистных забоев рудника показан на рис. 1.1 (а, б) [157].

Подсосы, проходящие через устье ствола, возникают в неплотностях надшахтного здания и копра. Характер движения атмосферного воздуха подсосов подробно рассмотрен в работах В. И. Белова, И. И. Печука, В. Д. Карпухина, К. З. Ушакова, И. И. Медведева, Ф. С. Клебанова, М. А. Патрушева, исследование внешних утечек проведены К. В. Кочневым, А. Ф. Милетичем, Ф. А. Абрамовым, В. П. Куликовым, В. А. Ярцевым, В. В. Масковым и др. [2, 27, 28, 62, 85, 150, 181, 190—192, 211, 212, 231, 232]. Под действием разности давлений утечки в надшахтном здании концентрируются у горловины ствола и входят потоком в его устье. Воздух из шахты следует встречным потоком. Взаимодействие и сливаясь, оба потока направляются в канал ВУГП, тем самым образуя приточный вентиляционный тройник.

Тройники в общем виде представлены в работах И. Е. Идельчика, А. Д. Альшулья, Г. А. Адамова, Р. С. Флятау и др. [10, 52,

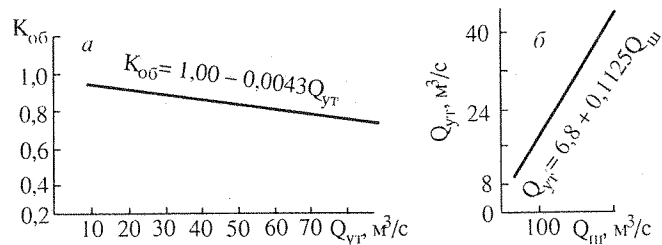


Рис. 1.1. Влияние величины утечек на коэффициент обеспеченности ($K_{об}$) воздухом очистных забоев (а) и зависимость величины утечек ($Q_{шт}$) от количества воздуха ($Q_{шт}$), поступающего в шахту (б)

127, 129, 282]. Исследование тройников в устье стволов проведены П. И. Мустелем, В. Б. Комаровым, А. А. Харевым, А. И. Ксенофонтовой и др. [157, 170, 171, 211, 285].

На основании теоретических и практических знаний предложены технические решения, применяемые при строительстве и эксплуатации ПКВС:

- герметизация вентиляционных устройств (изоляторов) и каналов ВУГП [62, 175] — способ, нашедший повсеместное применение на рассматриваемых рудниках;

- покрытие стен надшахтного здания и каналов ВУГП гуммированными растворами [99, 119, 175] (испытывался на БКРУ-1, БКРУ-4, СгКРУ-4);

- автоматическое сохранение проектного уровня руды в бункере [119, 151] (применяется на СКРУ-1, СКРУ-2, СКРУ-3, СгКРУ-1);

- замена переплетенных окон с обычными стеклами на окна из оргстекла специальной конструкции с уплотнениями [151, 181] (таких надшахтных зданий на рассматриваемых рудниках нет);

- установка (по возможности) глухого полка в устье ствола и засыпка сверху слоя глины [62, 99] (способ применения не имел, так как у всех стволов технологические функции связаны с грузоподъемными работами);

- выполнение воздушного клапана в виде крышки, закрывающей отверстие для прохода клетки через приемную площадку, крышка открывается цепями поднимающейся клетки [89, 119]; способ не нашел применения ввиду возникновения нежелательных динамических нагрузок в подъемном канате при открытии крышки.

Перечисленные мероприятия способствуют увеличению аэродинамического сопротивления поверхностных изоляторов.

Назовем технические решения, связанные с энергозатратами:

- применение воздушной завесы, создаваемой в стволе выше канала ВУГП с помощью эжектирующих устройств [62, 192]; способ теряет свою эффективность при депрессии надшахтного здания более 150—160 Па [176], поэтому он не нашел применения на рудниках, так как депрессия надшахтных зданий при работе ВУГП колеблется от 600 до 3600 Па [90, 251—253];

- ликвидация подсоса воздуха путем нулевой зоны в районе устья ствола установкой противодействующего вентилятора, при этом производительность вентилятора равняется подсосу воздуха, а депрессия — депрессии надшахтного здания [72]; способ не испытывался на рудниках ввиду большой энергоемкости противодействующих вентиляторов, так как, по данным табл. 1.2, характеристики этих вентиляторов должны быть соизмеримы с характеристиками ВГП;

- бесканальная установка ВГП в специальных камерах надшахтного здания [62, 177]; эта схема эффективна при борьбе с фильтрационными утечками за счет сокращения площади поверхностного комплекса. Фильтрационные утечки в каналах ВУГП носят подчиненный характер — незначительны по объемам, поэтому данный способ не используется, однако его можно отнести к перспективным, учитывая, что потери депрессии в каналах составляют 10—24 % (табл. 1.4) [176];

- при установке ВУГП в подземных условиях значительно уменьшаются внешние утечки, так как солевой массив при достаточной толщине целиком практически непроницаем, что исключает фильтрационные утечки, а отсутствие в вентиляционной сети ветви, параллельной руднику (в виде надшахтного здания) не только способствует снижению утечек, но и стабилизирует воздухораспределение в руднике за счет депрессии, не подвергающейся воздействию, имеющим место при изменении герметичности надшахтного здания. Примером служит рудник СКРУ-1, где в течение 30 лет работали вентиляторы, установленные в камерах на каменной соли, внешние утечки не превышали 7 % [181].

Новые ПВВУГП в подземном исполнении проектируются для рудников СКРУ-1, БКРУ-4, а действует такая установка в руднике БКРУ-2.

Таблица 1.4

Потери давления в вентиляционных каналах действующих ВУ
с вентиляторами ВРД-4, 5, ВОД-40, ВПД-47 "Север"

Рудник	Производительность вентилятора (Q_n), м ³ /с	Статическое давление вентилятора (H_p), Па	Депрессия рудника или надшахтного здания (H_p), Па	Депрессия устья ствола (H_y), Па	Потеря давления в вентиляционных каналах и сопряжении со стволом	
					$H_n = H_p - H_y$, Па	% от H_n
АО "Уралкалий"						
БКРУ-1	516,6	4201	3748	50	403	10,5
БКРУ-2	393,3	2125	1703	39	392	18,4
БКРУ-4	333,4	1197	960	20	217	18,1
БКРУ-4	482,1	3777	2995	53	729	19,3
АО "Сильвинит"						
СКРУ-1	533,3	1732	1280	35	417	24,1
СКРУ-2	383,3	1884	1520	40	324	17,2
СКРУ-3	433,3	2839	2535	45	304	10,7
ПО "Беларуськалий"						
СгКРУ-1	516,7	3993	3573	62	420	10,5
СгКРУ-2	466,7	4149	3722	60,5	427	10,3
СгКРУ-3	466,7	4218	3666	56	552	13,1
СгКРУ-4 (3)	291,3	3816	3436	52	380	10,0
СгКРУ-4 (4)	320,4	4201	3665	56	536	12,8

Все рудники Верхнекамского и Старобинского месторождений имеют ПКВС, где утечки приносят экономический ущерб для АО "Уралкалий" порядка 30 000 000 кВт · ч/год, для АО "Сильвинит" — 37 000 000 кВт · ч/год, ПО "Беларуськалий" — 28 000 000 кВт · ч/год [211, 251—253].

Известные в теории и практике горного дела способы борьбы с поверхностными подсосами, как правило, имели апробацию на калийных рудниках и наиболее эффективные из них используются, однако состояние эксплуатации ПКВС позволяет сделать однозначный вывод: необходимы дополнительные исследования для разработки новых методов снижения подсосов и применение их совместно с известными способами.

Анализ показывает, что существующие методы сокращения внешних утечек воздуха направлены главным образом на повышение аэродинамического сопротивления надшахтного здания.

Вместе с тем более целесообразно использование принципиально другого подхода к решению проблемы внешних утечек, а именно — не увеличение сопротивления, а уменьшение депрессии, теряемой на надшахтном здании, путем увеличения сопротивления верхнего участка вентиляционного ствола (между устьем и входным отверстием подводящего канала ВУГП).

Известно, что надшахтное здание и верхний участок вентиляционного ствола (от устья до входа в канал вентилятора), т. е. два последовательно соединенных сопротивления, в то же время представляют собой параллельную ветвь для вентиляционной сети рудника.

С точки зрения аэродинамики надшахтное здание и верхний участок ствола имеют существенные различия. Общее сопротивление надшахтного здания представляет собой некоторое эквивалентное сопротивление большого количества (от нескольких десятков до нескольких тысяч) параллельных сопротивлений путей утечек (копер, стены, кровля, шлюзы, пол, проемы и т. д.). Сопротивление верхней части ствола включает в себя местное сопротивление входа в ствол, сопротивление трения участка ствола и местное сопротивление слияния потоков (тройник) при входе в канал ВУГП. Для нашего анализа существен тот факт, что на этом участке утечки воздуха полностью отсутствуют.

Полное сопротивление путей внешних утечек может быть найдено из следующего уравнения:

$$R_{\text{общ}} = R_1 \cdot R_2 \cdot \dots \cdot R_n / \left(\sum_{i=1}^{i=n} R_i^{0,5} \right)^2 + \sum_{j=1}^{j=n} R_j, \quad (1.5)$$

где R_i — сопротивление i -го пути подсосов в надшахтном здании; R_j — j -е сопротивление верхней части ствола.

Потеря депрессии на верхнем участке ствола ($R_j Q_y^2$), по данным натурных наблюдений, составляет менее 2 % (см. табл. 1.4) от общей депрессии, теряемой на внешних утечках. Из этого следует, что сопротивление на этом участке гораздо меньше, чем сопротивление надшахтного здания, и составляет менее 5 % от $R_{\text{общ}}$.

Практика борьбы с внешними утечками [161] показала, что существенного увеличения (более чем на 10 %) сопротивления надшахтного здания добиться не удается. А если проследить тенденцию нарастания внешних утечек на калийных рудниках (см.

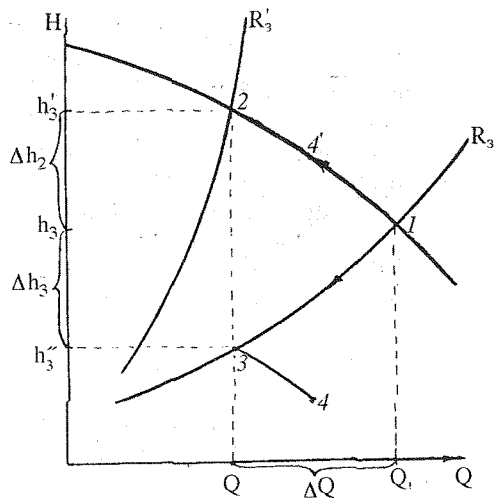


Рис. 1.2. Аэродинамические характеристики процессов изменения фильтрационных утечек в надшахтном здании вентиляционного ствола (усл. обозн. см. текст)

табл. 1.1), то становится ясным, что такой путь не привел к положительным результатам, хотя ежегодно производством вкладываются значительные ресурсы в герметизацию ПКВС.

В то же время сопротивление верхней части

ствола без больших затрат аэродинамическими средствами может быть увеличено в несколько раз. Это позволит, во-первых, резко уменьшить потерю депрессии на надшахтном здании (за счет увеличения ее на верхней части ствола) и тем самым сократить подсосы по всем путям утечек в надшахтном здании; во-вторых, значительно увеличить общее сопротивление путей внешних утечек ($R_{\text{общ}}$), что неизбежно приведет к уменьшению внешних потерь воздуха; в-третьих, уменьшение потери депрессии на надшахтном здании положительно скажется на его состоянии в течение длительного времени, так как основная причина потери герметичности сооружений поверхностного комплекса — большой перепад давлений (близкий к депрессии всего рудника) внутри и снаружи здания.

Высокая эффективность этого направления борьбы с внешними утечками воздуха иллюстрируется графиками (рис. 1.2). Как видим, одно и то же снижение внешних утечек может быть достигнуто либо за счет увеличения сопротивления надшахтного здания с R_3 до R_3' (при этом h_3 возрастает до h_3'), либо за счет уменьшения депрессии, теряемой на надшахтном здании с h_3 до h_3'' при сохранении его аэродинамического сопротивления.

Очевидно, что увеличение сопротивления верхнего участка ствола более эффективно и требует проведения исследований.

1.4. ВНУТРЕННИЕ УТЕЧКИ ВОЗДУХА

Подземные, или внутренние утечки воздуха можно разделить на четыре подгруппы:

- в районе околоствольного двора;
- в главных транспортных и откаточных штреках;
- в панельных или блоковых (участковых) транспортных и откаточных штреках;
- в пределах рабочих зон панелей или блоков.

Основные утечки воздуха в околоствольном дворе происходят через выработки, пройденные для чистки зумпфа (если ВУГП установлены на скиповых стволах), через шлюзы, отделяющие вентиляционные стволы от выработок околоствольного двора, через скважины и рудоспуски, которые использовались во время проходки главных вентиляционных и транспортных околоствольных выработок. Несмотря на то, что скважины и рудоспуски изолируются, через них со временем начинает просачиваться воздух. Обычно перемычки и другие вентиляционные сооружения в околоствольных дворах возводятся особенно тщательно из бетона, кирпича опило- и шлакоблоков, однако, несмотря на это, наблюдаются потери воздуха. Объясняется это несколькими причинами: а) значительные колебания температур и влажности, а также большой перепад давления, почти равный потере депрессии в руднике, приводят к разрушению контактов соляных пород с вентиляционными сооружениями за счет выщелачивания соли, в результате чего они теряют свою герметичность и требуют постоянного ремонта; б) в выработках околоствольного двора, а также через вентиляционные сооружения осуществляется интенсивное движение людей и транспорта. Нормы утечек воздуха через вентиляционные сооружения приведены в табл. 1.5 [178].

В калийных рудниках утечки данной подгруппы невелики — до 6 % от подачи ВГП. В Солигорских рудниках утечки в околоствольных дворах составляют от 0,9 до 2,6 %, в Соликамских рудниках: на СКРУ-1 — 3,5, на СКРУ-2 — 5,0, на СКРУ-3 — 6,0; в Березниковских: на БКРУ-1 — 1,3, на БКРУ-2 — 7,5, на БКРУ-3 — 2,9 (1986 г.), на БКРУ-4 — 17 %.

Исключение, как видно, составляют рудники БКРУ-2, в котором вентиляционный ствол 3, оборудованный клетевым подъемом, используется для спуска и подъема людей и грузов, а поэтому имеет три шлюзовых сооружения для прохода людей и

Таблица 1.5

Нормы утечек воздуха через вентиляционные сооружения

Тип вентиляционного сооружения и его параметры	Утечки при боковых породах, м ³ /мин	
	монолитах	трениноватых
Перемычки		
Бетонные, кирпичные, бетонитовые, шлакоблочные, каменные сечением 10 м	12	20
То же, сечением 15 м	16	26
Чураковые сечением 10 м	22	32
То же, сечением 15 м	28	42
Вентиляционные шлюзы		
Бетонные, кирпичные, бетонитовые, шлакоблочные, каменные с одностворчатыми дверями для прохода людей	19	27
То же, с одностворчатыми дверями для транспорта	19	37
То же, с двухстворчатыми дверями	43	54
Кроссинги		
Глухие	35	54
Со шлюзом для прохода людей	45	70
С односторонним шлюзом для транспорта	53	77
С двухсторонним шлюзом для транспорта	70	100

транспортировки грузов и БКРУ-4, в котором есть выработки на главные вентиляционные штреки [177—179, 251—253].

Утечки в главных откаточных и транспортных штреках зависят от их протяженности и способа подготовки шахтного поля. Для различных месторождений существуют свои общепринятые и установившиеся методы подготовки шахтных полей. Для Старобинского месторождения, например, характерна пластовая подготовка и обратная отработка шахтных полей: от выработок околоствольного двора проходят транспортные и параллельно им вентиляционные выработки, которые через определенные расстояния соединяются сбоями, служащими для вентиляции и транспортировки руды и грузов. По мере проходки основных выработок сбойки изолируются перемычками, которые обору-

дуются дверьми. Чем длиннее главные выработки, тем больше сбоек между ними и тем больше утечки воздуха.

На рудниках Верхнекамского месторождения обычно используются полевая подготовка и в основном прямой порядок отработки шахтных полей: в подстилающей соли проходят основные транспортные, а над ними по пластам — вентиляционные выработки, которые сбиваются скважинами. По мере проходки штреков скважины полностью забиваются соляной мелочью. Утечки воздуха в главных выработках при такой подготовке шахтного поля невелики. Примером могут служить рудники, утечки в которых составляют: на БКРУ-1 — 0,8 %, на БКРУ-2 — 0,05, на БКРУ-3 — 1,8 (1986 г.), на СКРУ-2 — 0,6 %; иная картина на Солигорских рудниках, где утечки в главных выработках следующие: на СгКРУ-1 — 6,0, на СгКРУ-2 — 3,6, на СгКРУ-3 — 8,1 % от подачи ВГП [134, 177—179, 188, 203, 205—207].

Утечки воздуха в участковых транспортных и откаточных штреках — основной вид из всех подземных утечек, зависящий от способов подготовки и отработки пластов. Наименьшие потери воздуха наблюдаются при полевой подготовке и обратном порядке отработки панелей и блоков. В этом случае при подготовке панелей проходят полевой транспортный штрек, а над ним (в рабочих пластах) — выемочные и вентиляционные штреки. По мере проходки они сбиваются вентиляционными или рудоспускными скважинами, уклонами, которые в дальнейшем изолируются [177—179, 188, 207].

Скважины обычно изолируются забивкой их соляной мелочью, и утечек воздуха через них практически нет. Когда же сбойка выработок осуществляется уклонами, утечки воздуха возрастают за счет того, что изолирующие перемычки, имея большую площадь, обладают и значительной воздухопроницаемостью. В этом случае утечки колеблются от 10 до 70 % от количества воздуха, поступающего в начало участковых транспортных штреков. Причина повышения утечек — низкое качество вентиляционных сооружений и отсутствие требований к соблюдению установленных норм. Основным строительным материалом на многих рудниках — прорезиненная ткань вентиляционных труб, из которых возводят перемычки типа “Парус”, герметичность последних низка.

Примерно такие же показатели утечек воздуха при пластовой подготовке и обратном порядке отработки панелей или блоков, если их подготовка ведется только транспортной и вентиля-

ционной выработками, проходимыми друг над другом в разных пластах (Верхнекамское месторождение) или параллельно друг другу в одном пласте (Старобинское месторождение) [179].

Опыт подготовки и обратного порядка отработки пластов на руднике БКРУ-2 показал, что северо-западная часть шахтного поля была подготовлена проходкой не только пластовых транспортных и выемочных, но и вентиляционных штреков, которые проходились по границам панелей на обоих пластах, что привело к необходимости производить частые их сбойки с выемочными и транспортными штреками для вентиляции и транспортировки руды из забоев. В подготовленных панелях пришлось возводить до 270 перемычек, что обусловило значительные утечки (от 78 до 100 %). Такое положение сложилось в результате того, что планирование горных работ велось без учета будущих путей утечек воздуха [53, 97, 250].

Значительные утечки воздуха в участковых штреках наблюдаются при пластовой подготовке и прямом порядке отработки панелей и блоков. В этом случае следовало применять схемы проветривания, когда свежий воздух подается по выемочно-транспортным штрекам, а отработанный удаляется в обратном направлении по вентиляционным штрекам, находящимся в выработанном пространстве.

Возводимые перемычки в отработанных камерах для изоляции вентиляционных штреков от выемочно-транспортных имеют огромные размеры (порядка 15—20 м²) и не обладают достаточной герметичностью.

В участковых штреках теряется в среднем до 80 % от поступающего в начало штреков воздуха, а поэтому около 35 % участков в рудниках Верхнекамского месторождения работают с нарушением правил безопасности.

Утечки в пределах рабочих зон зависят от применяемых схем вентиляции. Несмотря на то, что в зависимости от горно-технических и геологических условий возможно применение практически единой схемы вентиляции, в действительности их существует множество, причем ухудшенных. Чаще всего схемы проветривания выбираются со значительным числом необходимых вентиляционных сооружений, низкое качество которых уже предопределяет большие потери воздуха.

В целом общие утечки воздуха (и поверхностные, и подземные) на существующих рудниках весьма значительны и, по данным последних воздушно-депресссионных съемок (1991—

1996 гг.), составляют: на Солигорских — на СгКРУ-1 — 41,9 %, на СгКРУ-2 — 33,1, на СгКРУ-3 — 39,8, на СгКРУ-4 — 57,6 %; на Соликамских — на СКРУ-1 — 82,7, на СКРУ-2 — 77,6, на СКРУ-3 — 68,3 %; на Березниковских — на БКРУ-1 — 45,3, на БКРУ-2 — 53,6, на БКРУ-3 — 68,3 (1986 г.), на БКРУ-4 — 48,7 % от подачи ВГП.

Несмотря на требования, предъявляемые к вентиляционным сооружениям [91, 92, 177, 179, 188], фактические утечки воздуха, по данным воздушно-депресссионных съемок, проведенных в шахтах и рудниках, во много раз превышают нормируемые — в 1,5—5 раз.

Если учесть, что существующие внутренние утечки воздуха провоцируют возникновение ТПЗ и что средствами отрицательного регулирования существенно уменьшить их не удастся, то возникает необходимость в использовании средств положительного регулирования, причем для сильноразветвленных сетей с большим эквивалентным отверстием источники тяги должны иметь большую подачу при малом давлении (ППВУ, ЗУАП).

2. ПОВЕРХНОСТНЫЙ КОМПЛЕКС ВЕНТИЛЯЦИОННОГО СТВОЛА

2.1. АНАЛИЗ НАДЕЖНОСТИ ПОДСИСТЕМЫ “ВЕНТИЛЯЦИОННАЯ СЕТЬ” ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ПОДСОСОВ В ПОВЕРХНОСТНОМ КОМПЛЕКСЕ ВЕНТИЛЯЦИОННОГО СТВОЛА

Надежность — это свойство системы сохранять в процессе эксплуатации качества, позволяющие выполнять требуемые функции. Частичное выполнение системой требуемой функции приводит к ее отказу. В работе рассматривается степень герметизации ПКВС (величины подсосов воздуха с поверхности) в течение необходимого времени. Отказы системы имеют характер износа отдельных элементов, таких как выход из строя переключающих устройств в каналах ВУГП, постепенное разрушение вентиляционных каналов, надшахтного здания, вентиляционного ствола. Старение элементов вентиляционных сооружений приводит к нарушению их герметичности, вызывающей увеличение подсосов воздуха с поверхности. Факторы, приводящие к постепенным отказам системы, существуют постоянно — это атмосферные воздействия, разряжение или избыточное давление, создаваемое ВГП, иногда абразивный износ поверхностей, попадание рудничной мелочи и пыли в каналы ВУГП, что может привести к значительному увеличению сопротивления вентиляционных каналов.

На рудниках следствием отказа системы является уменьшение количества воздуха, поступающего в шахту, что в первую очередь связано с постоянным возрастанием утечек в поверхностных комплексах вентиляционных стволов.

Средняя наработка на отказ, т. е. период достижения состояния, при котором в поверхностных вентиляционных сооружениях величина подсосов превысит допустимое значение, находится из выражения [62]

$$T_n = \int_0^{\infty} \tau(t) dt, \quad (2.1)$$

где $\tau(t) = \exp(-\lambda t)$. (2.2)

Вероятность безотказной работы в течение времени t при интенсивности отказов λ в нашем случае в первом приближении можно считать $\lambda = \text{const}$.

Экспоненциальное распределение вероятности безотказной работы позволяет преобразовать (2.1):

$$T_n = 1/\lambda, \quad (2.3)$$

а следовательно, $T_n = \text{const}$ для данного рудника и зависит от надежности системы. С учетом зависимости (2.2) устанавливаем, что надежность является убывающей функцией времени (чем больше срок службы ПКВС, тем меньше вероятность его безотказной работы).

Систему вентилятор—сеть разделяют на подсистемы [62]: “вентиляционная сеть”, “ВУГП”, “методы расчета”, “исходные данные”. Высокая надежность системы возможна только при высокой надежности каждой подсистемы.

На эксплуатируемых рудниках, как правило, существенные изменения происходят в подсистеме “вентиляционная сеть”, так как подсистемы “исходные данные” и “методы расчета” практически сразу после пуска рудника определили свою надежность [107]. В дальнейшем они практически постоянны. ВУГП с резервом 100% (один вентилятор в работе, другой — в резерве) может быть один или два раза заменена за период службы рудника. Как показывает практика, надежность этой подсистемы высока — до 0,983 [51, 62].

Подсистема “вентиляционная сеть” включает в себя два крупных блока “внутрирудничная сеть” и “ПКВС”. Именно в последнем возникают отказы первого ранга, охватывающие всю вентиляционную систему рудника.

Исследования влияния подсосов воздуха с поверхности на вентиляционные параметры [29] при искусственном изменении величины подсосов Q_n с последующим определением подачи вентилятора Q_v и давления вентилятора H_v ; количества воздуха, поступающего в шахту Q_p ; сопротивления вентиляционной сети

R_c , рудника R_p , подсосов R_{II} ; коэффициента утечек на поверхности $m = Q_{II}/Q_B$ позволили выявить характер развития процесса изменения перечисленных выше параметров рудника. Установлено, что в качестве аппроксимирующих уравнений наиболее приемлемо использовать [29] линейные

$$Q_B = a_1 + b_1 m; \quad (2.4)$$

$$Q_B = a_2 + b_2 m; \quad (2.5)$$

$$Q_p = a_3 + b_3 m; \quad (2.6)$$

$$R_c = a_4 + b_4 m \quad (2.7)$$

и квадратичные

$$R_p = a_5 + b_5 m + c_5 m^2; \quad (2.8)$$

$$R_{II} = a_6 + b_6 m + c_6 m^2, \quad (2.9)$$

где a, b, c — коэффициенты регрессии, определяемые методом наименьших квадратов.

Обозначив вентиляционные параметры системы без поверхностных утечек (система абсолютно надежна) как $Q_B = Q_p = Q_o$, $H_B = H_o$, $R_c = R_p = R_o$, $R_{II} = R_{II}^0$, для калийных рудников Верхнекамского месторождения определим следующие зависимости [29]:

$$Q_B \cdot Q_o^{-1} = 1 + 0,1380m; \quad (2.10)$$

$$H_B \cdot H_o^{-1} = 1 - 0,3810m; \quad (2.11)$$

$$Q_p \cdot Q_o^{-1} = 1 - 0,9700m; \quad (2.12)$$

$$R_c \cdot R_o^{-1} = 1 - 0,5537m; \quad (2.13)$$

$$R_p \cdot R_o^{-1} = 1 + 0,9669 m + 6,9587m^2; \quad (2.14)$$

$$R_{II} \cdot (R_{II}^0)^{-1} = 1 - 3,9687 m + 3,8521m^2. \quad (2.15)$$

На основании полученных выражений составлены графики зависимости вентиляционных параметров от роста подсосов воздуха с поверхности (рис. 2.1).

С помощью работы [62] и выражений (2.12) и (2.13) определим показатель надежности блока ПКВС подсистемы "вентиляционная сеть":

Рис. 2.1. Зависимость вентиляционных параметров от изменения относительной величины внешних утечек воздуха

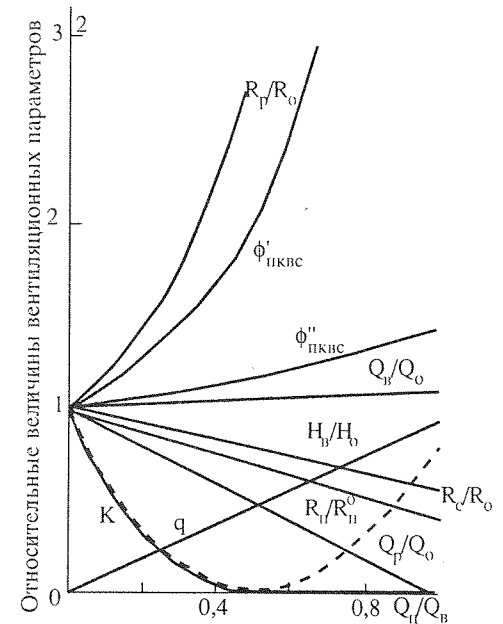
$$\Phi'_{ПКВС} = Q_o \cdot Q_p^{-1} = (1 - 0,9700)^{-1}; \quad (2.16)$$

$$\Phi''_{ПКВС} = (R_o \cdot R_c^{-1})^{0,5} = (1 - 0,5537 m)^{-0,5}. \quad (2.17)$$

Выражения (2.16) и (2.17) отражают надежность вентиляционных сетей при полном отсутствии утечек в поверхностных сооружениях вентиляционного ствола, чего достичь в реальных условиях эксплуатации не представляется возможным. Поэтому в качестве исходных данных количества утечек Q_{II} принимают нормативные значения для вентиляционных стволов различной технологии [133]. Из уравнений (2.16) и (2.17) видно, что с увеличением подсосов в ПКВС его сопротивление падает, вследствие чего возрастает расход подсосов с одновременным уменьшением количества воздуха, поступающего в шахту.

Влияние аэродинамического старения (разрушения) элементов ПКВС на общую надежность шахтной вентиляционной сети с учетом критерия надежности [51, 280] можно представить в виде

$$K = \frac{\sum_{i=1}^N R_{\phi i}}{\sum_{i=1}^N R_{oi}} \times \left[1 + \left(\frac{\sum_{i=1}^N \left(N^{-1} \sum_{j=1}^N |R_{\phi j} - R_{oj}| / R_{oj} + |R_{\phi i} - R_{oi}| / R_{oi} \right)^2 \right)^{0,5}}{N} \right], \quad (2.18)$$



Показатели надежности блока ПКВС и величина невязки воздухораспределения с проектным (нормативным) значением

Рудник	m	k	$\Phi'_{\text{ПКВС}}$	$\Phi''_{\text{ПКВС}}$	q	$K_{\text{ПКВС}}$
АО "Уралкалий"						
БКРУ-1	0,20	1,05	1,2407	1,0604	0,1940	0,3204
БКРУ-1	0,09	1,05	1,0956	1,0259	0,0873	0,6404
БКРУ-2	0,32	1,25	1,4501	1,1024	0,3104	0,1025
БКРУ-4	0,33	1,25	1,4708	1,1061	0,3201	0,0897
БКРУ-4	0,09	1,05	1,0956	1,0259	0,0873	0,6404
АО "Сильвинит"						
СКРУ-1	0,70	1,25	3,1153	1,2779	0,6790	0,0067
СКРУ-1	0,50	1,25	1,9417	1,1759	0,4850	0,0154
СКРУ-2	0,51	0,20	1,9790	1,1805	0,4947	0,0153
СКРУ-2	0,41	0,20	1,6603	1,1374	0,3977	0,0157
СКРУ-3	0,35	0,20	1,5140	1,1137	0,3395	0,0668
СКРУ-3	0,29	1,20	1,3914	1,0915	0,2813	0,1452
СКРУ-3	0,13	1,20	1,1443	1,0381	0,1261	0,5096

где R_0 и $R_{\text{ф}}$ — проектное (расчетное) и фактическое сопротивление ПКВС; R_1 — изменение линейного сопротивления вентиляционных каналов ВУГП (ввиду старения каналов оно выражает прососы и шероховатость); R_2 — уменьшение сопротивления надшахтного здания (при старении выражает только прососы); N — количество исследуемых ветвей вентиляционной сети.

Преобразуя (2.18) с учетом (2.13) и (2.15), получаем значение K для вентиляционных стволов Верхнекамских калийных рудников:

$$K = 1 - 2,1329 m^3 + 6,0496 m^2 - 4,5224 m. \quad (2.19)$$

Для каждого конкретного рудника решается задача воздухо-распределения и вычисляется величина невязки с проектным решением или нормативными документами [133]:

$$q = N_1^{-1} \sum_{i=1}^{N_1} |-\Delta Q_i| / Q_{0i}, \quad (2.20)$$

где $\Delta Q_i = Q_{\text{ф}i} - Q_{0i}$; Q_0 , $Q_{\text{ф}}$ — проектное (нормативное) и фактическое количество подсосов воздуха в ПКВС; N_1 — количество ветвей в рассматриваемой сети, фактический расход воздуха в которых меньше проектного.

Преобразуем выражение (2.20), используя (2.12):

$$q = N_1^{-1} \sum_{i=1}^{N_1} 0,9700 m. \quad (2.21)$$

С помощью выражений (2.16), (2.17), (2.19), (2.21) рассчитаем значение $\Phi'_{\text{ПКВС}}$, $\Phi''_{\text{ПКВС}}$, q , K для вентиляционных стволов калийных рудников Верхнекамского месторождения.

В табл. 2.1 $k = (1 - m)$ — нормативный коэффициент запаса, учитывающий утечки воздуха в ПКВС [133]. Критерий $\Phi'_{\text{ПКВС}}$ характеризует вероятность отказов по причине уменьшения количества воздуха, поступающего в рудник, и имеет гиперболическую зависимость (см. рис. 2.1).

Критерий $\Phi''_{\text{ПКВС}}$ характеризует вероятность отказов по причине разгерметизации поверхностных сооружений вентиляционного ствола и имеет также гиперболическую зависимость (см. рис. 2.1).

Критерий $K_{\text{ПКВС}}$ характеризует изменение сопротивления блока ПКВС и может быть выражен (см. рис. 2.1) экспоненциальной зависимостью

$$K(t) = \exp(Rt). \quad (2.22)$$

Невязка имеет линейную зависимость. Как видно из табл. 2.1, на всех калийных рудниках Верхнекамского месторождения значения внешних утечек воздуха превышают нормативные, что находит отражение в критериях надежности $\Phi'_{\text{ПКВС}}$, $\Phi''_{\text{ПКВС}}$, $K_{\text{ПКВС}}$. Подача необходимого количества воздуха в рудник обеспечивается за счет увеличения производительности ВГП, что отражается на надежности главного вентилятора и, кроме того, ведет к перерасходу электроэнергии на проветривание.

Для обеспечения безопасной работы вентиляционной системы рудников необходимо повышение ее надежности.

2.2. ИССЛЕДОВАНИЕ ОСЕВОГО УСИЛИЯ В ЦЕНТРОБЕЖНЫХ ВЕНТИЛЯТОРАХ ДВУСТОРОННЕГО ВСАСЫВАНИЯ

При эксплуатации ВУГП с центробежными вентиляторами двустороннего всасывания возникает рассогласование в углах установки осевых направляющих аппаратов (ОНА), объясняющееся наличием люфтов, различных длин в рычажных элементах и т. п. При большой разности этих углов усиливаются шум и вибрации, снижаются производительность и КПД вентиляторов (норма отклонения в углах установки ОНА $\pm 2^\circ$) [143]. В связи с этим у вентиляторов двустороннего всасывания возникает осевое усилие, приводящее к ускоренному износу подшипников главного вала [137], что снижает надежность подсистемы ВУГП. Для обеспечения контроля и уравнивания осевого усилия на ротор вентилятора необходимо более глубокое рассмотрение природы его возникновения.

2.2.1. ЧИСЛЕННЫЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СТРУКТУРЫ ТУРБУЛЕНТНОГО ТЕЧЕНИЯ В ПЛОСКОМ КАНАЛЕ С ИЗЛОМОМ ОСИ

Этот раздел посвящен численному и экспериментальному исследованию двумерных турбулентных течений несжимаемой вязкой жидкости в криволинейных каналах с прямыми стенками, ось которых имеет излом. Такие каналы характерны для различных вентиляционных систем. Для практических приложений наибольший интерес представляет исследование турбулентных течений в каналах прямоугольного сечения, в которых реализуется трехмерное течение.

В каналах прямоугольного сечения, как известно, важную роль играют вторичные течения в двугранных углах. Они оказывают существенное влияние на структуру течения и гидравлическое сопротивление. Для разработки метода математического моделирования трехмерных течений необходимо прежде всего отработать методику расчета двумерных течений в плоских криволинейных каналах или же в каналах с изломом оси. Метод математического моделирования базируется на использовании уравнений Навье—Стокса и дифференциальной модели турбулентности. Одновременно с этим выполнено физическое моделирование турбулентного течения в канале прямоугольного по-

перечного сечения с соотношением сторон 10:1, что обеспечило практическую двумерность течения в средней части канала. Данные расчета сопоставимы с экспериментом. Задача численного моделирования ламинарного и турбулентного течения в криволинейном канале рассматривается в рамках решения полных уравнений Навье—Стокса и Рейнольдса [278], замкнутых с помощью дифференциальной модели турбулентности и решается конечноразностным методом контрольного объема на неравномерной криволинейной неортогональной шахматной сетке. Последняя строится с помощью численного решения уравнения Пуассона. Продольные линии построенной таким способом сетки совпадают с линиями тока течения идеальной жидкости в канале.

Аппроксимация дифференциальных уравнений производилась с помощью схемы с квадратичной интерполяцией против потока, имеющей третий порядок точности. Алгоритм численного решения конечноразностных уравнений строился по известной схеме SIMPLE, в которой давление определяется полуневязным способом. Для устойчивой работы алгоритма применялся метод нижней релаксации. Системы алгебраических уравнений решались с помощью метода неполной матричной факторизации.

Для замыкания уравнений Рейнольдса в случае турбулентного течения использовалась двухпараметрическая дифференциальная k — ϵ -модель турбулентности. В результате расчетов было смоделировано ламинарное течение в криволинейном канале для чисел Re , равных 40, 100, 200 и турбулентное течение для числа Re , равного 50 000. Были получены поля скоростей, давлений и для турбулентного случая — поля характеристик турбулентности.

Двумерное стационарное турбулентное движение несжимаемой вязкой жидкости описывается в рамках уравнений Навье—Стокса, осредненных по Рейнольдсу:

$$\frac{\partial J_x}{\partial x} + \frac{\partial J_y}{\partial y} = S_\Phi, \quad (2.23)$$

суммарные конвективно-диффузионные потоки

$$J_x = u\Phi - \Gamma_\Phi \frac{\partial \Phi}{\partial x}; \quad J_y = v\Phi - \Gamma_\Phi \frac{\partial \Phi}{\partial y}, \quad (2.24)$$

где u, v — безразмерные осредненные составляющие скорости в направлении декартовых осей координат (x, y) ; S_Φ — источник-ый член; Γ_Φ — коэффициент диффузии; Φ — обобщенная переменная. Выражения для источниковых членов сведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Выражения для источниковых членов

Φ	Γ	S_Φ
1	0	0
u	v_{ef}	$-\frac{\partial p}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial x} \left(v_{ef} \frac{\partial u}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(v_{ef} \frac{\partial v}{\partial x} \right)$
v	v_{ef}	$-\frac{\partial p}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial x} \left(v_{ef} \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(v_{ef} \frac{\partial v}{\partial y} \right)$
k	$\frac{v_t}{\delta_k} + \frac{1}{Re}$	$G - \varepsilon$
ε	$\frac{v_t}{\delta_\varepsilon} + \frac{1}{Re}$	$\frac{\varepsilon}{k} (C_1 C - C_2 \varepsilon)$

Здесь p — осредненное давление; k — безразмерная кинетическая энергия турбулентности; ε — безразмерная скорость диссипации кинетической энергии турбулентности; кинематический коэффициент эффективной вязкости

$$v_{ef} = 1/Re + v_t; \quad (2.25)$$

коэффициент турбулентной вязкости:

$$v_t = C_v k^2 / \varepsilon; \quad (2.26)$$

член, определяющий генерацию турбулентности:

$$G = v_t \left\{ 2 \left[\left(\frac{\partial u}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial v}{\partial y} \right)^2 \right] + \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right)^2 \right\}; \quad (2.27)$$

$C_v, C_1, C_2, \delta_k, \delta_\varepsilon$ — эмпирические константы k - ε -модели турбулентности ($C_v = 0,09$; $C_1 = 1,45$; $C_2 = 1,92$; $\delta_k = 1,0$; $\delta_\varepsilon = 1,3$).

Введем новые независимые неортогональные криволинейные координаты $\xi = \xi(x, y)$, $\eta = \eta(x, y)$. Частные производные произвольной функции f преобразуются по правилам:

$$\frac{\partial f}{\partial \xi} = \frac{\partial f}{\partial x} \frac{\partial y}{\partial \eta} - \frac{\partial f}{\partial y} \frac{\partial x}{\partial \xi};$$

$$\frac{\partial f}{\partial \eta} = -\frac{\partial f}{\partial x} \frac{\partial x}{\partial \eta} + \frac{\partial f}{\partial y} \frac{\partial y}{\partial \xi};$$

якобиан преобразования

$$J = \frac{\partial x \partial y}{\partial \xi \partial \eta} - \frac{\partial x \partial y}{\partial \eta \partial \xi}.$$

После введения новых независимых переменных ξ и η уравнение (2.23) записывается в виде

$$\begin{aligned} \frac{1}{J} \frac{\partial}{\partial \xi} (p G_1 \Phi) + \frac{1}{J} \frac{\partial}{\partial \eta} (p G_2 \Phi) = \frac{1}{J} \frac{\partial}{\partial \xi} \left[\frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\alpha \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \right) \right] - \\ - \frac{1}{J} \frac{\partial}{\partial \eta} \left[\frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\gamma \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} \right) \right] + S^\Phi, \end{aligned} \quad (2.28)$$

где

$$G_1 = u \frac{\partial y}{\partial \eta} - v \frac{\partial x}{\partial \eta}, \quad G_2 = v \frac{\partial x}{\partial \xi} - u \frac{\partial y}{\partial \xi};$$

$$\alpha = \left(\frac{\partial x}{\partial \eta} \right)^2 + \left(\frac{\partial y}{\partial \xi} \right)^2;$$

$$\beta = \frac{\partial x^2}{\partial \xi \partial \eta} + \frac{\partial y^2}{\partial \xi \partial \eta};$$

$$\gamma = \left(\frac{\partial x}{\partial \xi} \right)^2 + \left(\frac{\partial y}{\partial \eta} \right)^2.$$

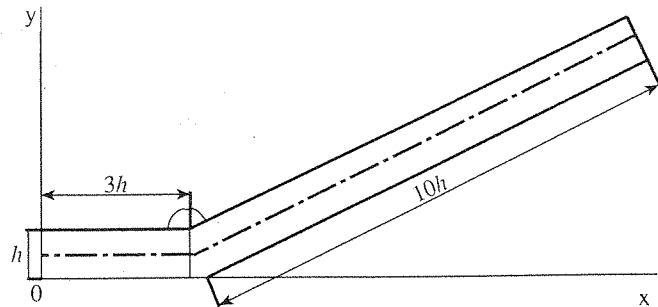


Рис. 2.2. Схема расчетной области плоского канала с изломом оси

На границе расчетной области ставятся соответствующие граничные условия.

Выбор размеров расчетной области определяется из соображений корректной постановки граничных условий в начальном и конечном сечениях, а также ограничения на количество узлов сетки, обусловленного ресурсами ЭВМ.

Схема расчетной области представлена на рис. 2.2. Плоский канал имеет излом оси под углом 25° на расстоянии $3h$ от начального сечения, от точки излома до конца канала расстояние равно $10h$ (h — высота канала).

В начальном сечении канала задавались профиль скорости и характеристики турбулентности для турбулентного течения. Для ламинарного течения профиль скорости определялся по известной формуле [292]:

$$u = u_{\max} \left(1 - \frac{y^2}{b^2} \right),$$

где $u = u_{\max}$ — максимальная скорость на оси канала; y — продольная координата, измеряемая от оси канала; $b = 0,5h$.

В случае турбулентного течения предполагался логарифмический закон изменения скорости:

$$\Phi = A \ln(y^+) + D. \quad (2.29)$$

Здесь

$$\Phi = \frac{u}{u_*}; \quad y^+ = \frac{yu_*}{\nu}; \quad A = 2,5; \quad D = 5,5;$$

$u_* = (\tau_w/\rho)^{0,5}$ — динамическая скорость; μ — коэффициент кинематической вязкости; ρ — плотность.

Кинетическая энергия турбулентности и скорость ее диссипации определялись в начальном сечении по известным формулам, полученным из гипотезы локального равновесия вблизи стенки [78]:

$$k = \tau/\rho C_\mu^{1/2}; \quad \varepsilon = k^{3/2} C_{\mu,3/4} / l_m, \quad (2.30)$$

где длина пути смещения определяется по формуле Никурадзе [292]:

$$l = 0,14 - 0,08(1 - y/b)^2 - 0,06(1 - y/b)^4;$$

$$b = 0,5h.$$

При постановке граничных условий на стенке использовались соотношения, полученные для скорости и характеристик турбулентности в рамках теории пограничного слоя (метод пристеночных функций). При использовании метода пристеночных функций предполагается, что конвективная часть суммарного потока, направленного ортогонально к поверхности, вблизи стенки равна нулю, диффузионная составляющая потока для уравнений количества движения определяется как напряжение трения на стенке τ_w . Для нахождения величины напряжения трения на стенке τ_w используются в ламинарном случае степенная, а в турбулентном случае — полуэмпирические зависимости. В турбулентном течении вблизи стенки изменение скорости описывается логарифмическим законом (2.29). Исходя из гипотезы локального равновесия, для кинетической энергии турбулентности вблизи стенки предполагается равновесие генерации и диссипации. Член генерации G (2.27) в ближайшем к стенке узле вычисляется как

$$G = \tau_w \frac{\partial u}{\partial y},$$

а диссипация — $\varepsilon_p = \varepsilon \ln(Ey_p^+)$; $E = 8,8$.

Считалось, что профиль скорости в выходном сечении соответствует профилю скорости установившегося течения в канале и зоны обратных токов отсутствуют.

Для построения шахматной сетки, согласованной с формой границ физической области течения, была использована проце-

дура, разработанная в [276]. Преобразование из физической области в прямоугольную вычислительную область осуществляется с помощью системы дифференциальных эллиптических уравнений. Для этой цели используются уравнения Пуассона вида

$$\begin{cases} \frac{\partial^2 \xi}{\partial x^2} \frac{\partial^2 \xi}{\partial y^2} = P(\xi, \eta), \\ \frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2} \frac{\partial^2 \eta}{\partial y^2} = Q(\xi, \eta), \end{cases} \quad (2.31)$$

где x, y — декартовы координаты, ξ, η — переменные в вычислительной области. При обращении координат ξ, η в независимые получаем систему квазилинейных эллиптических уравнений обратного преобразования:

$$\begin{cases} \alpha \frac{\partial^2 x}{\partial \xi^2} - 2\beta \frac{\partial x^2}{\partial \xi \partial \eta} + \gamma \frac{\partial^2 x}{\partial \eta^2} = -J^2 \left(P \frac{\partial x}{\partial \xi} + Q \frac{\partial x}{\partial \eta} \right), \\ \alpha \frac{\partial^2 y}{\partial \xi^2} - 2\beta \frac{\partial y^2}{\partial \xi \partial \eta} + \gamma \frac{\partial^2 y}{\partial \eta^2} = J^2 \left(P \frac{\partial y}{\partial \xi} + Q \frac{\partial y}{\partial \eta} \right). \end{cases} \quad (2.32)$$

Для конкретного численного моделирования вязких течений конечноразностным методом необходимо использовать сетки с неравномерным расположением узлов. В областях резкого изменения параметров течения требуется уменьшение шага между соседними узлами сетки. В рассматриваемом методе предлагается процедура, позволяющая управлять сгущением узлов сетки внутри области расчета. Это достигается путем введения источников членов специального вида:

$$P = \Phi(\xi, \eta) \left[\left(\frac{\partial \xi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \xi}{\partial y} \right)^2 \right];$$

$$Q = \Phi(\xi, \eta) \left[\left(\frac{\partial \xi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \xi}{\partial y} \right)^2 \right],$$

где Φ и Φ — параметры, которые определяются в ходе решения. Для их нахождения необходимо ввести дополнительное условие

ортогональности к границе поперечных координатных линий. Тогда вид функции Φ при $\eta = \eta_{гр}$:

$$\Phi = - \frac{\left(\frac{\partial x}{\partial \xi} \frac{\partial^2 x}{\partial \xi^2} + \frac{\partial y}{\partial \xi} \frac{\partial^2 y}{\partial \xi^2} \right)}{\left(\frac{\partial^2 x}{\partial \xi^2} + \frac{\partial^2 y}{\partial \xi^2} \right)}.$$

Из этого уравнения численно определяются значения параметра Φ на границе, внутри области значение Φ находится путем интерполяции. Уравнения для параметра Φ записываются аналогичным образом, при этом Φ и ξ заменяются на Φ и η .

Система дифференциальных уравнений (2.28) решается конечноразностным методом. Аппроксимация производных осуществляется с помощью центральных разностей:

$$\left(\frac{\partial x}{\partial \xi} \right)_{i,j} = \frac{x_{i+1,j} - x_{i-1,j}}{2 \Delta x};$$

$$\left(\frac{\partial^2 x}{\partial \xi^2} \right)_{i,j} = \frac{x_{i+1,j} - x_{i-1,j}}{(\Delta x)^2}.$$

Система алгебраических уравнений, полученная после конечнообразной аппроксимации, решалась методом неполной матричной факторизации [78].

Для канала с изломом оси под углом 25° построена криволинейная неортогональная сетка с числом узлов 80×40 . Так как в алгоритме используется шахматная сетка, то значение параметров течения, около излома и вблизи стенок, а также расстояние между соседними узлами (шаг сетки) уменьшались.

На рис. 2.3 показан фрагмент построенной сетки вблизи излома. Дискретизация дифференциальных уравнений проводилась методом контрольного объема на неортогональной криволинейной шахматной сетке [221]. На пересечении основных линий сетки (в узлах P, N, S, W, E) определяются все параметры течения, кроме составляющих скорости. Горизонтальная составляющая скорости u вычисляется на пересечении основных горизонтальных линий j и вспомогательных вертикальных линий k , в то вре-

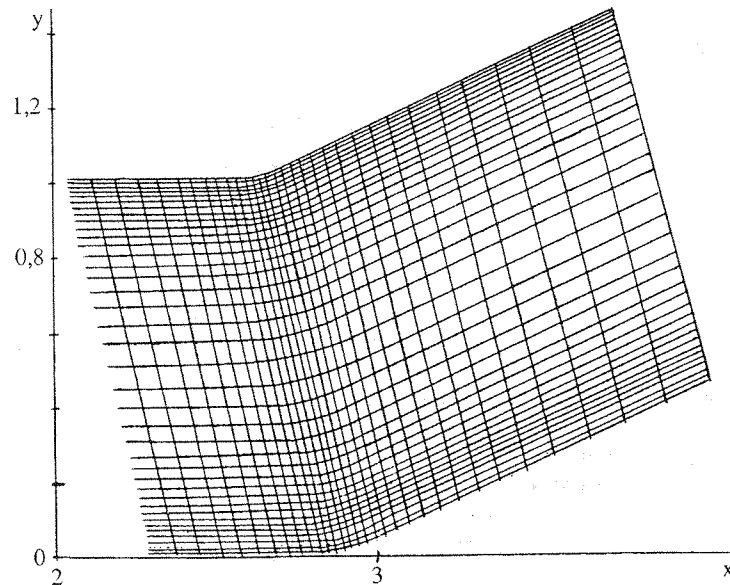


Рис. 2.3. Фрагмент построения сетки вблизи излома

мя как вертикальная составляющая скорости v — на пересечении основных вертикальных линий i и вспомогательных горизонтальных линий m . Применение шахматной сетки позволяет устранить получение нефизических полей давления и скорости, которые не удовлетворяют уравнению неразрывности. Проинтегрируем обобщенное дифференциальное уравнение по контрольному объему с помощью формулы Гаусса-Остроградского [221]

$$\begin{aligned}
 & (\rho G_1 \Phi \Delta \eta)^e - (\rho G_1 \Phi \Delta \eta)^w + (\rho G_2 \Phi \Delta \xi)^n - (\rho G_2 \Phi \Delta \xi)^s = \\
 & = \left\{ \frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\alpha \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \right) \Delta \eta \right\}^e - \left\{ \frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\alpha \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \right) \Delta \eta \right\}^w + \\
 & + \left\{ \frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\gamma \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} \right) \Delta \xi \right\}^n - \left\{ \frac{\Gamma_\Phi}{J} \left(\gamma \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} - \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} \right) \Delta \xi \right\}^s + \\
 & + S^\Phi \Delta \xi \Delta \eta. \tag{2.33}
 \end{aligned}$$

Конвективные члены аппроксимируются по схеме с квадратичной интерполяцией против потока, диффузионные члены — с помощью центральных разностей. После конечноразностной аппроксимации получаем дискретный аналог в виде

$$\begin{aligned}
 A_p \Phi_p = & A_c \Phi_c + A_w \Phi_w + A_n \Phi_n + A_s \Phi_s + S^\Phi \Delta \xi \Delta \eta - \\
 & - \left[\left(\frac{\Gamma_\Phi}{J} \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \Delta \eta \right)^e - \left(\frac{\Gamma_\Phi}{J} \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \Delta \eta \right)^w + \left(\frac{\Gamma_\Phi}{J} \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \xi} \Delta \xi \right)^n + \right. \\
 & \left. + \left(\frac{\Gamma_\Phi}{J} \beta \frac{\partial \Phi}{\partial \eta} \Delta \xi \right)^s \right],
 \end{aligned}$$

где коэффициенты A определяются по формулам противопоточной схемы [78].

Так как нет специального дифференциального уравнения для определения поля давления, то задается приближенное поле давления p^* , с помощью уравнений количества движения и неразрывности его корректируют до истинного значения p . С этой целью вводится понятие поправки давления p^\wedge :

$$p = p^* + p^\wedge.$$

Аналогичным образом вводятся поправки составляющих скорости

$$u = u^* + u^\wedge; v = v^* + v^\wedge.$$

С учетом конечноразностных аналогов уравнений количества движения поправки для составляющих скорости определяют следующим образом:

$$\begin{aligned}
 u = u^* + & \left(B^u \frac{\partial p^\wedge}{\partial \xi} + C^u \frac{\partial p^\wedge}{\partial \eta} \right); \\
 v = v^* + & \left(B^v \frac{\partial p^\wedge}{\partial \xi} + C^v \frac{\partial p^\wedge}{\partial \eta} \right), \tag{2.34}
 \end{aligned}$$

где

$$B^u = -\frac{\partial y}{\partial \eta} \frac{\Delta \xi \Delta \eta}{A_p}; \quad C^u = \frac{\partial y}{\partial \xi} \frac{\Delta \xi \Delta \eta}{A_p};$$

$$B^v = \frac{\partial x}{\partial \eta} \frac{\Delta \xi \Delta \eta}{A_p}; \quad C^v = -\frac{\partial x}{\partial \xi} \frac{\Delta \xi \Delta \eta}{A_p}.$$

Соответствующие поправки для величин потоков через грани контрольного объема имеют вид

$$G_1 = G_1^* + \left(B^u \frac{\partial y}{\partial \eta} - B^v \frac{\partial x}{\partial \eta} \right) \frac{dp^*}{d\xi} + \left(C^u \frac{\partial y}{\partial \eta} - C^v \frac{\partial x}{\partial \eta} \right) \frac{dp^*}{\partial \eta};$$

$$G_2 = G_2^* + \left(C^u \frac{\partial x}{\partial \xi} - C^v \frac{\partial y}{\partial \xi} \right) \frac{dp^*}{\partial \eta} + \left(B^u \frac{\partial x}{\partial \xi} - B^v \frac{\partial y}{\partial \xi} \right) \frac{dp^*}{\partial \xi}.$$

После подстановки этих соотношений в конечно-разностный аналог уравнения неразрывности получаем уравнение для поправки давления

$$a_p p_p^* = a_E p_E^* + a_W p_W^* + a_N p_N^* + a_S p_S^* + b_p, \quad (2.35)$$

где $b_p = [(pG_1^*)_W - (pG_1^*)_E] \Delta \eta + [(pG_2^*)_S - (pG_2^*)_N] \Delta \xi$.

Основные операции процедуры численного решения можно представить в следующей последовательности:

- а) задается начальное приближение поля давления p^* ;
- б) решаются конечно-разностные аналоги уравнений количества движения для поля давления p^* , в результате чего определяется промежуточное значение поля скорости u^* и v^* ;
- в) с помощью уравнения (2.35) вычисляется поправка давления p^* ;
- г) рассчитываются поля давления p и поля скорости u и v по формулам (2.34);
- д) решаются дискретные аналоги (в турбулентном случае) для характеристик турбулентности, рассчитываются значения турбулентной вязкости μ_t ;
- е) осуществляется переход к началу процедуры с использованием полученного поля давления p в качестве нового приближения p^* .

Интерациональный цикл повторяется до тех пор, пока не будет достигнуто сходящееся решение.

Для тестирования алгоритма и разработанной программы на первом этапе были выполнены расчеты ламинарного течения в изогнутом канале при числах Рейнольдса, равных 40, 100, 200. Результаты их использовались в качестве начального приближения полей скорости и давления для турбулентного значения. Расчет проводился на криволинейной неортогональной шахматной сетке с числом узлов 40×20 .

На рис. 2.4 представлены поля скорости ламинарного течения для различных чисел Рейнольдса. При их детальном рассмотрении видно, что небольшой отрыв возникает на верхней стенке. С ростом числа Рейнольдса скорости в отрывной зоне возрастают. На нижней стенке внутри тупого угла образуется застойная зона, скорости в которой близки к нулю.

Для заданного числа Рейнольдса, равного 51 287 (рис. 2.5), было численно смоделировано турбулентное течение в изогнутом канале в рамках решения полных уравнений Рейнольдса, замкнутых с помощью двухпараметрической $k-\epsilon$ -модели турбулентности. В результате расчетов получены поля скорости, давления и характеристик турбулентности. На рис. 2.5 изображено поле скорости турбулентного течения для заданного числа Рейнольдса. На верхней поверхности после острой кромки возникает небольшая отрывная зона.

Для проверки достоверности расчетов проведено сравнение экспериментальных и расчетных данных, полученных в работе. На рис. 2.6 сравниваются экспериментальные и расчетные профили горизонтальной составляющей скорости u в различных сечениях канала, до излома и после него. Расчетные данные изображены на графиках сплошной линией, экспериментальные точки нанесены маркерами. На первом графике показан профиль скорости в сечении до излома для прямолинейной части канала, в непосредственной близости от входного сечения ($x/h = 0,5$). На рис. 2.6 приведены экспериментальные данные, полученные в работе, (1), а также экспериментальные данные для плоского канала при близком числе Рейнольдса работы [121] (2).

Распределение коэффициента давления C_p на верхней и нижней стенках канала и сравнение полученных расчетных и экспериментальных значений показаны соответственно на рис. 2.7. Обращает на себя внимание выпавшая экспериментальная точка (см. рис. 2.7, б). По-видимому, это обусловлено нарушением

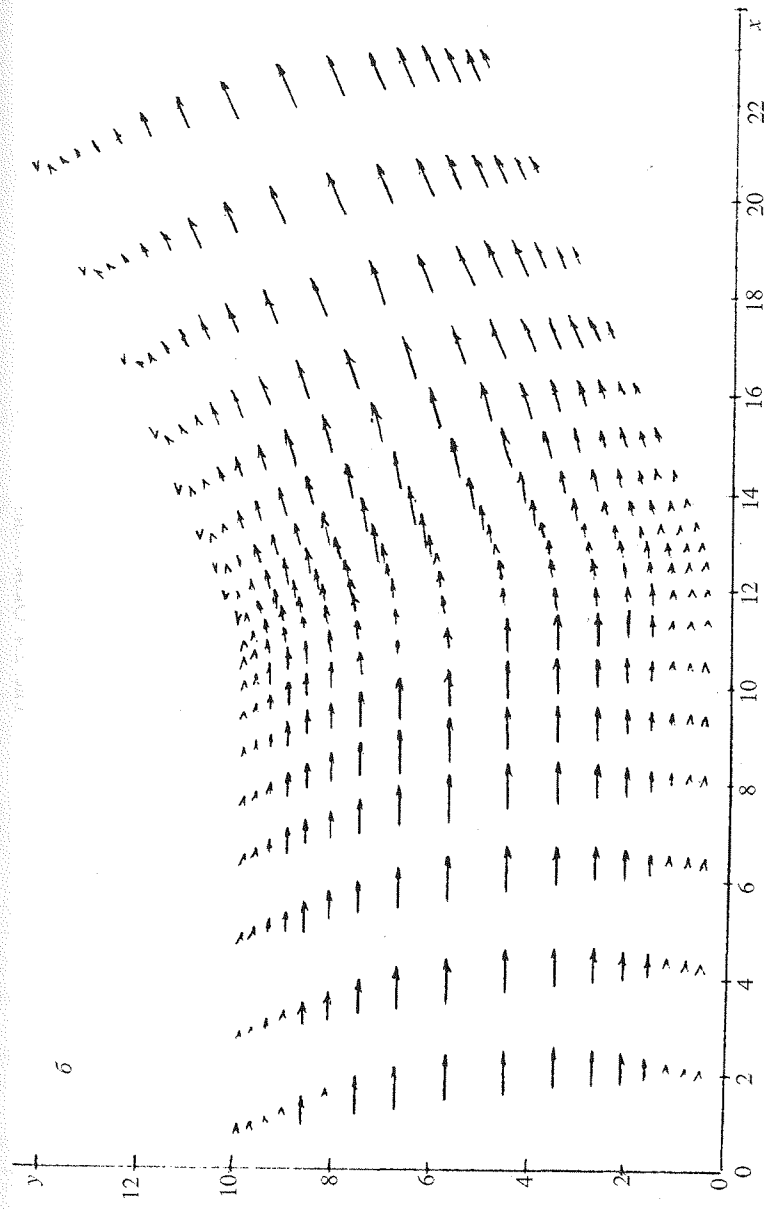
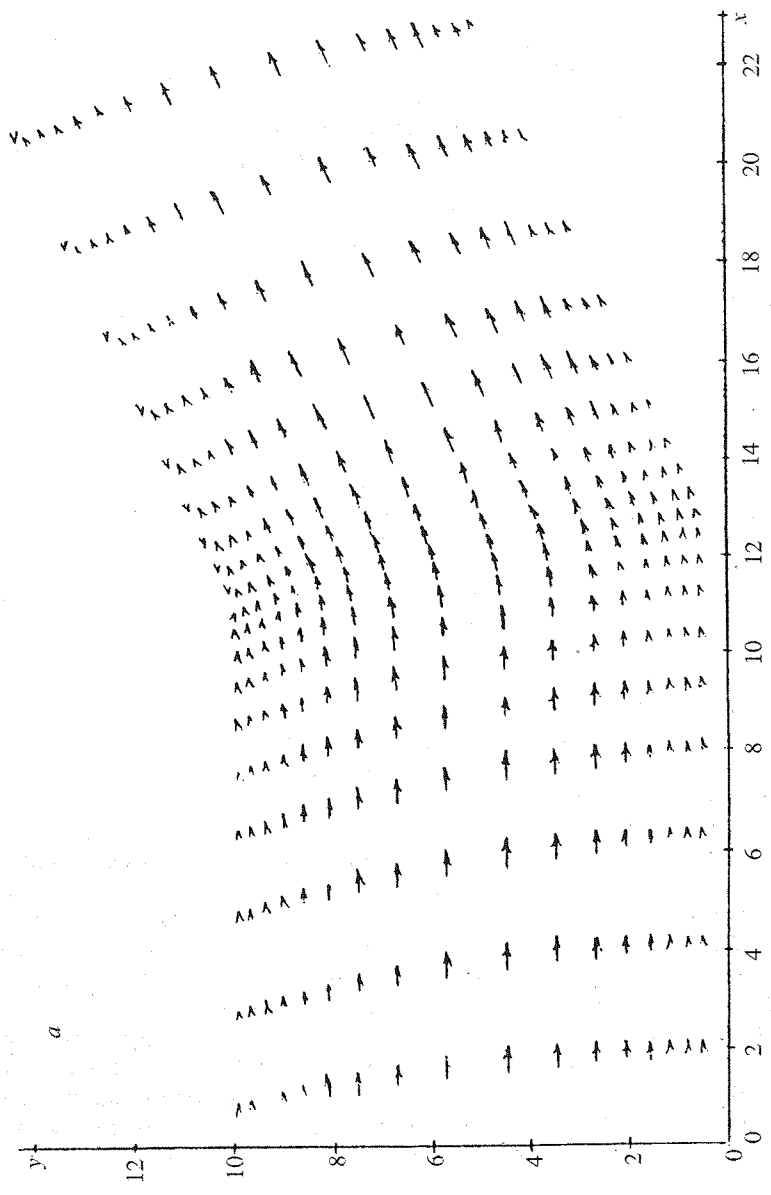


Рис. 2.4. Поле скорости ламинарного течения при числе Рейнольдса, равном: a — 40, b — 100, c — 200

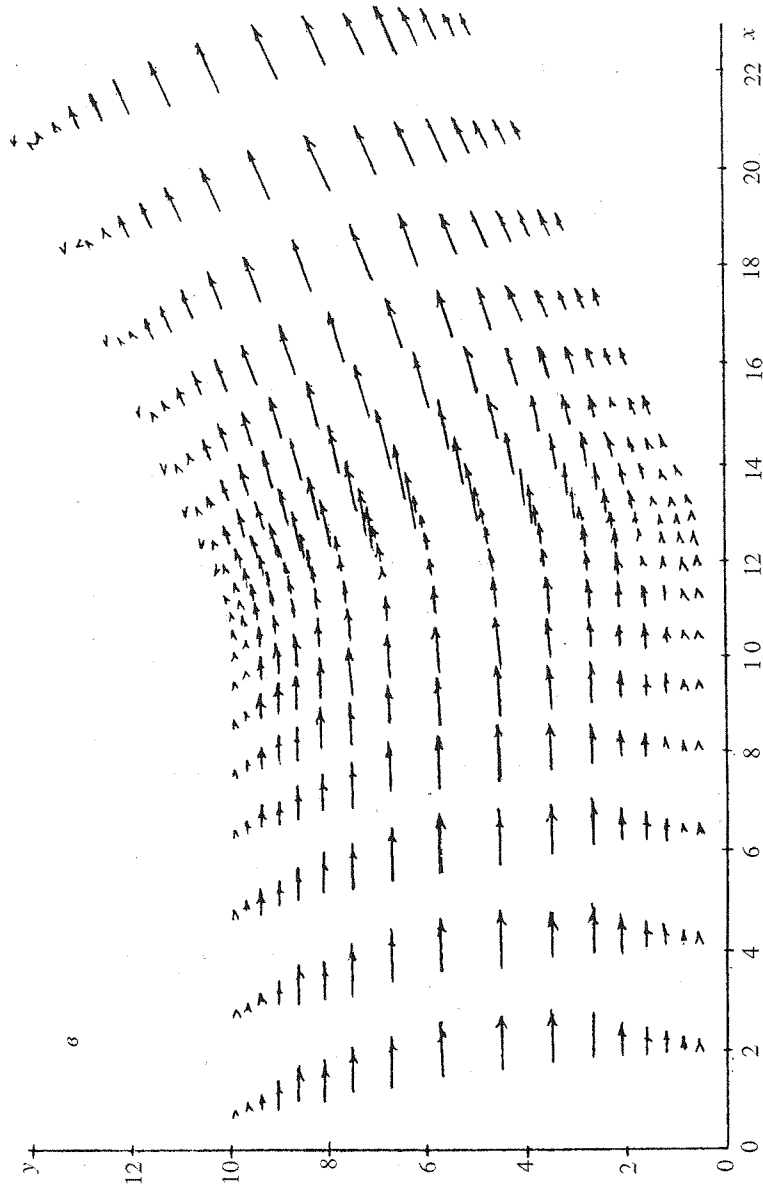


Рис. 2.4. Окончание

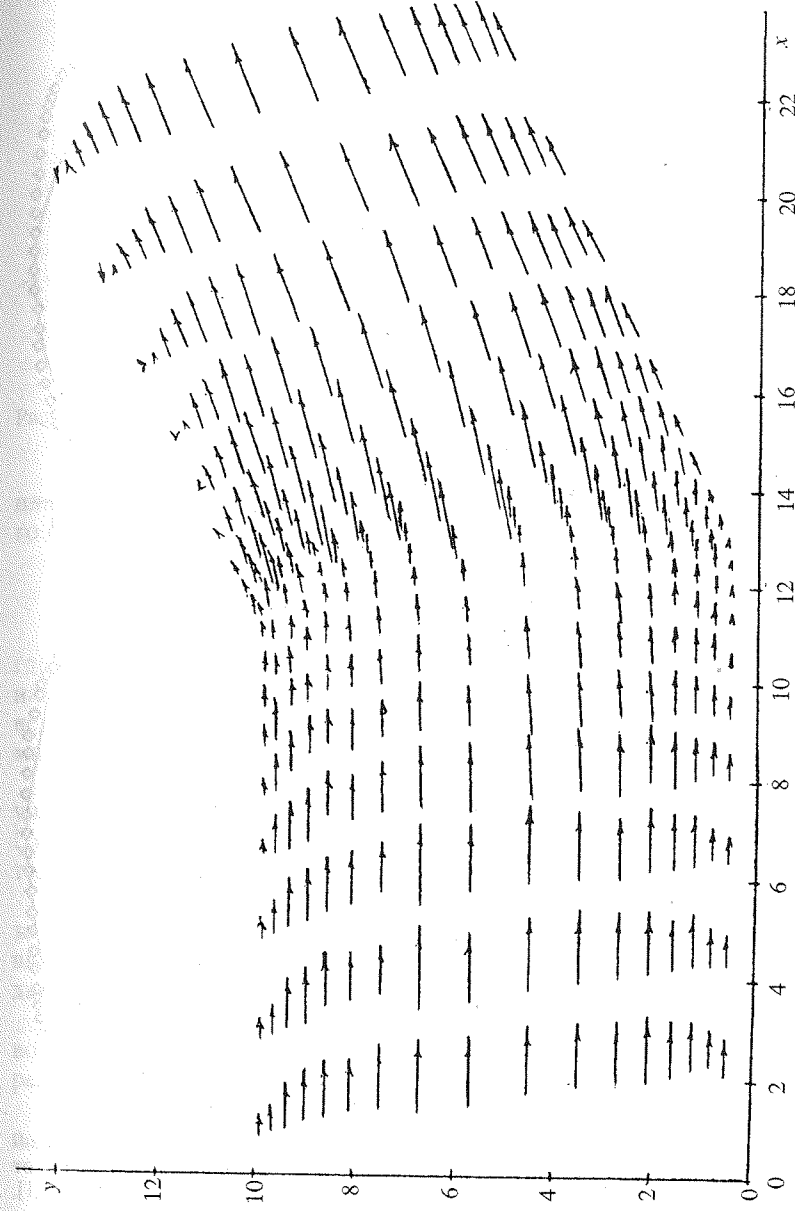


Рис. 2.5. Поле скорости турбулентного течения при числе Рейнольдса, равном 51 287

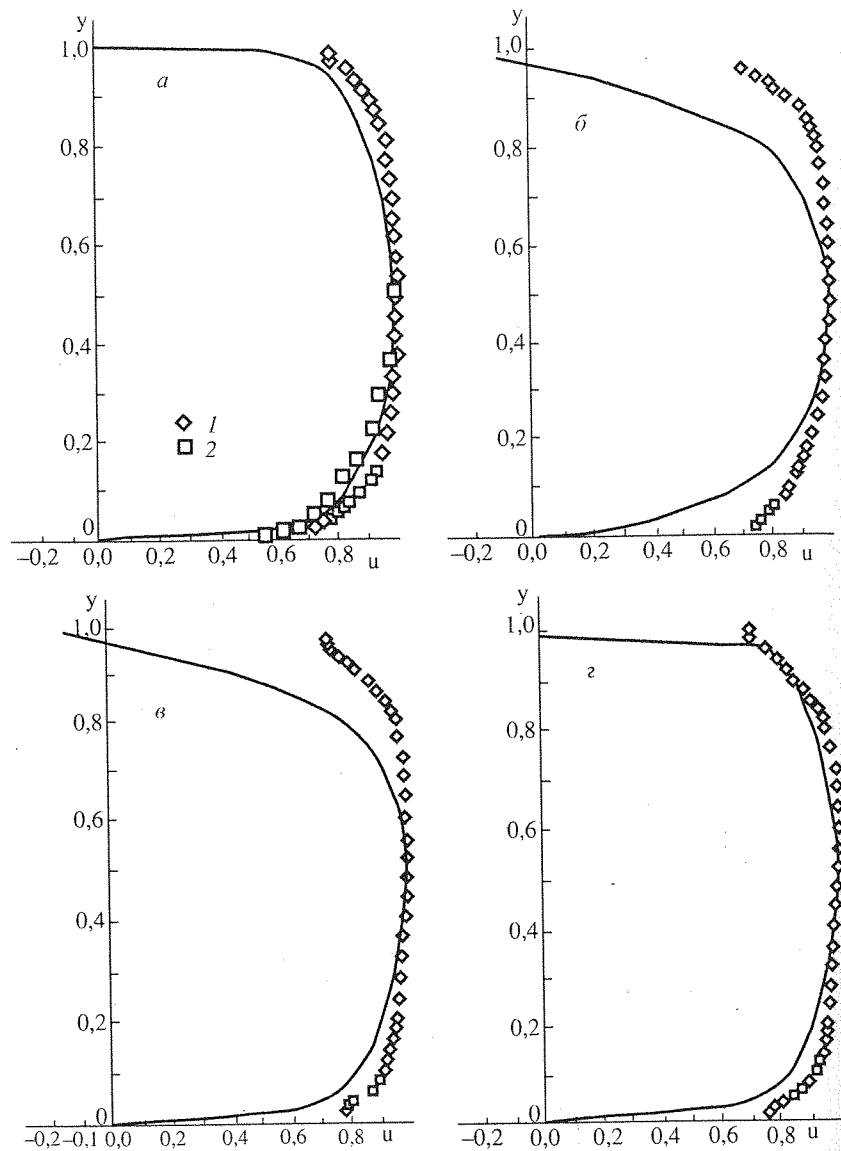


Рис. 2. 6. Экспериментальные и расчетные профили горизонтальной составляющей скорости до излома — *а* (прямолинейная часть канала) и отстоящие от него на расстоянии, x/h : 0,5 (*б*); 2,5 (*в*); 4,5 (*г*); 1 — наши данные, 2 — по: [121], сплошная линия — расчетные данные

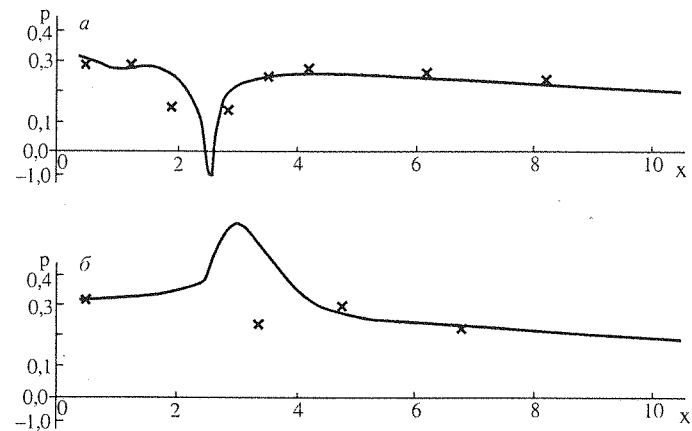


Рис. 2. 7. Распределение коэффициента давления C_p расчетное и экспериментальное на верхней стенке канала — *а*, на нижней — *б*

плавности поверхности канала в месте расположения дренажного отверстия.

Коэффициент C_p вычисляется по формуле

$$C_p = (p - p_\infty) / \rho v_c^2 / 2, \quad (2. 36)$$

где p_∞ — характерная величина давления, $\rho v_c^2 / 2$ — скоростной напор, v_c — средняя расходная скорость. Расчетные данные приведены в виде сплошной кривой, экспериментальные — в виде маркеров.

Величина коэффициента внутренних гидравлических потерь участка канала протяженностью $9,7h$, определенная по формуле $\zeta = (p_2 - p_1) / \rho v_c^2 / 2$, составила $\zeta = 0,098$, что близко к экспериментальному значению $\zeta = 0,09$.

Профили кинетической энергии турбулентности до излома и за изломом изображены на рис. 2.8. Анализируя поведение кривых на графиках, можно сделать вывод, что за изломом происходит рост турбулентных пульсаций в потоке.

Экспериментально исследовались осредненные параметры воздушного потока в изогнутом канале прямоугольного поперечного сечения (рис. 2.9).

Канал состоял из двух прямолинейных участков одинакового поперечного сечения 50×500 мм, состыкованных под углом 155° .

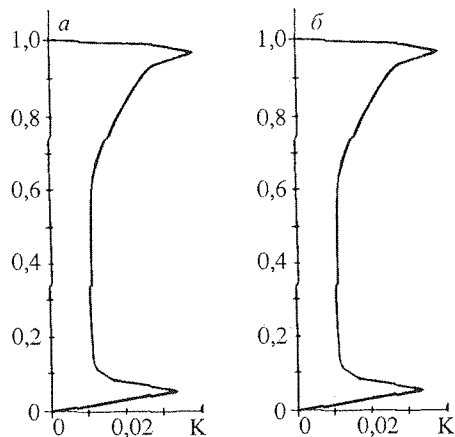


Рис. 2.8. Профиль кинетической энергии турбулентности до излома канала (а) и после него (б); $Re = 51\,287$

Таким образом, отклонение от потока первоначального его направления происходило в плоскости, параллельной узким (торцевым) стенкам канала, под углом $\beta = 25^\circ$. Протяженность прямолинейных участков канала равна 1012 мм до поворота потока и 1500 мм — после поворота.

Соотношение сторон поперечного сечения канала (1:10) выбиралось для обеспечения двумерности потока в приосевой области.

В области соединения двух прямолинейных участков канала на внутренней его стенке имела место острая кромка. (Здесь и далее под “внутренней” подразумевается стенка канала, в сторону которой отклоняется поток, под “внешней” — противоположная стенка.)

Весь канал был изготовлен из многослойной фанеры толщиной 12 мм с отполированными внутренними поверхностями. Конструктивно канал выполнен в виде отдельных секций: проставки, входного канала, колена и выходного канала (см. рис. 2.9), соединенных между собой посредством фланцев. Для обеспечения плавного входа в канал использовался специально изготовленный коллектор, профилированный по радиусу 60 мм.

Для измерения статического давления на внутренних и внешних стенках канала вдоль их средней линии и в пяти поперечных сечениях, отстоящих от входа в канал на $x = x/h = 10; 18; 21; 54; 24, 24$ и $36, 24$ калибров (в долях высоты канала h), были выполнены дренажные отверстия диаметром 0,6 мм. Дренажные отверстия по ширине канала предусматривались для подтверждения двумерности течения в средней части канала. Кроме того, на внутренней стенке были сделаны семь отверстий диаметром 25 мм, заглушенных пробками. Эти отверстия также располагались на средней линии стенки и были удалены от входа в канал на $x = x/h = 7; 9; 17; 21; 16; 23; 25$ и 35. Отверстия предусмотрены

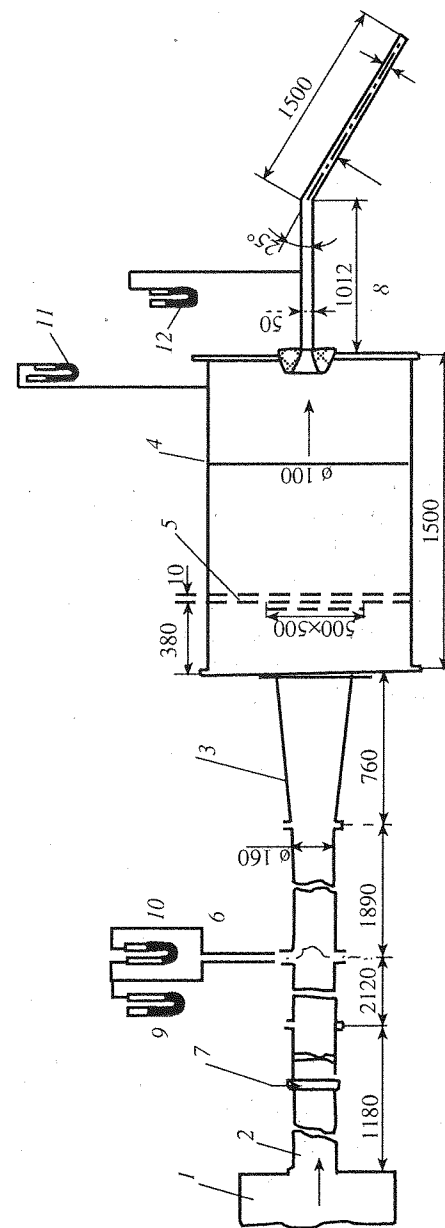


Рис. 2.9. Схема экспериментальной установки (усл. обозн. см. текст)

для введения в поток пневмонасадков в целях измерения характеристик поля скорости исследуемого течения.

В качестве пневмонасадка для измерения осредненных скоростей потока использовалась трубка Прандтля диаметром 1,7 мм. Координатник, при помощи которого пневмонасадок перемещался поперек потока (параллельно узким стенкам канала), устанавливался с внешней стороны канала у соответствующей широкой стенки и обеспечивал точность перемещения $\pm 0,1$ мм.

Самая ближняя к стенке канала точка измерения скорости отстояла от поверхности стенки на половину толщины (диаметра) носика используемой трубки Пито—Прандтля, т. е. приблизительно на 1 мм.

Воздух в исследуемый канал подавался из реверсивной камеры через специально собранную воздухопроводящую систему (см. рис. 2.9). От реверсивной камеры (1) воздух поступал в трубопровод (2), диаметр которого равен 160 мм, а протяженность составляла 5190 мм. Затем через переходник (3) длиной 760 мм воздух попадал в камеру давления (4) и далее через коллектор, обеспечивающий плавность притекания воздуха в исследуемый канал (8). Камера давления круглого сечения, радиус которого равен 500 мм, имела длину 1500 мм. Для обеспечения равномерности распределения потока по сечению камеры давления в ней размещалась сетка (5). В трубопровод (2) были вставлены нормальное мерное сопло (6), диаметр которого — 120/160 мм, и шиббер (7). Выбранное мерное сопло обеспечивало достаточную точность измерений и возможность проведения эксперимента в широком диапазоне скоростей воздушного потока.

Расход воздуха в трубопроводе (2), полное давление, воспринимаемое дренажными отверстиями на внутренней и внешней стенках канала, измерялись при помощи спиртовых микроманометров ЦАГИ (9—12).

Для выявления аэродинамических характеристик воздушно-го потока в канале прямоугольного сечения с изломом оси предусматривалось определить профили скоростей в поперечных сечениях канала при свободном истечении воздуха, распределения давления на боковых стенках канала в поперечных сечениях и вдоль его оси, а также зависимости коэффициента сопротивления канала от скорости потока в нем.

Результаты измерений распределения давления на стенках канала даны в виде зависимостей

$$\bar{p} = \frac{P - P_a}{\rho v_c^2 / 2} = f(x), \quad \bar{p} = \frac{P - P_a}{\rho v_c^2 / 2} = f(z) \quad (2.37)$$

вдоль оси и в поперечных сечениях соответственно, где p — статическое давление в исследуемой точке на стенке канала, p_a — атмосферное давление, v_c — средняя по расходу скорость воздуха в канале, ρ — плотность воздуха в исследуемом канале, $x = x/h$ и $z = z/h$ — относительные текущие координаты дренажных точек, $h = 50$ мм — ширина прямоугольного отверстия канала.

Профили скоростей в поперечных сечениях канала определены при скорости потока $v_c = 15$ м/с и представлены в виде

$$\bar{v} = v/v_0 = f(\bar{y}), \quad (2.38)$$

где v_0 — осредненная по времени скорость потока на оси канала, $y = y/h$ — текущая координата исследуемой точки.

Полное гидравлическое сопротивление исследуемого канала, представляющее сумму потерь давления во входном коллекторе, на двух прямых участках канала, на участке излома и динамического давления потока, выходящего из канала, дается в виде безразмерного коэффициента полных внутренних гидравлических потерь:

$$\zeta_0 = \frac{P_0 - P_a}{\rho v_c^2 / 2} = \frac{P_0 - P_a}{\frac{\rho}{2} \left(\frac{Q}{F_k} \right)^2} \quad (2.39)$$

Здесь $P_0 - P_a$ — полное, избыточное над атмосферным давление потока, подводимого к каналу, Q — объемный расход воздуха, проходящего через канал, $F_k = 0,025$ м² — площадь поперечного сечения канала.

Число Рейнольдса определялось по формуле

$$Re = \frac{v_c h}{\nu}, \quad (2.40)$$

где ν — кинематический коэффициент вязкости воздуха.

Результаты определения коэффициента сопротивления плоского канала с изогнутой в горизонтальной плоскости осью в зависимости от скорости воздуха (число Рейнольдса) при свобод-

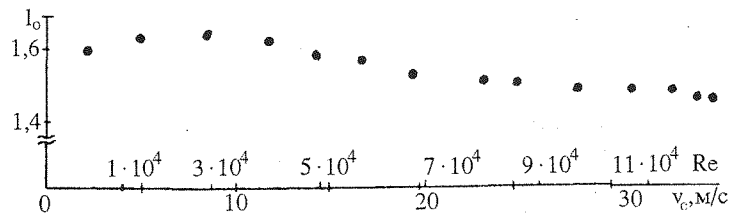


Рис. 2.10. Зависимость коэффициента сопротивления канала от скорости потока

ном истечении его в окружающее пространство приведены на рис. 2.10. Из графика следует, что в рассмотренном диапазоне изменения скоростей (0—35 м/с) воздушного потока коэффициент сопротивления канала изменяется слабо. Так, при $v_c = 2$ м/с он составляет 1,6, а при $v_c = 35$ м/с — 1,47.

На рис. 2.11 дано распределение давления на внутренней и внешней стенках канала вдоль оси для двух значений скорости воздушного потока: $v_c = 15,3$ м/с (1) и $v_c = 34,5$ (2) м/с, что соответствует Re , равному $5,25 \cdot 10^4$, и $12,1 \cdot 10^4$. За начало координат принят центр входного сечения. На обеих стенках имеет место падение давления в дренажных точках по мере удаления от входного сечения канала. При этом величина давления в исследуемых точках зависит от среднерасходной скорости воздуха в канале. На внутренней стенке канала (вблизи излома) наблюдается заметное падение статического давления вследствие поворота потока и последующего отрыва.

Этому выводу не противоречит и картина распределения давления на внутренней и внешней стенках канала в поперечных сечениях (рис. 2.12).

Профили средних скоростей $U(z)$, измеренные в семи сечениях канала в плоскости его симметрии, представлены на рис. 2.13. В профилях скорости в сечениях, расположенных за изломом вблизи него, наблюдается некоторая асимметрия. На прямолинейных участках далеко за изломом и перед ним экспериментальные профили достаточно близки к профилям скорости, измеренным Ж. Конт-Белло [121] для стабилизированного турбулентного течения в плоском канале.

Характер профилей скорости в сечениях, расположенных до и после поворота потока, как и данные распределения давления (вдоль оси z) на стенках канала, позволяют считать течение в об-

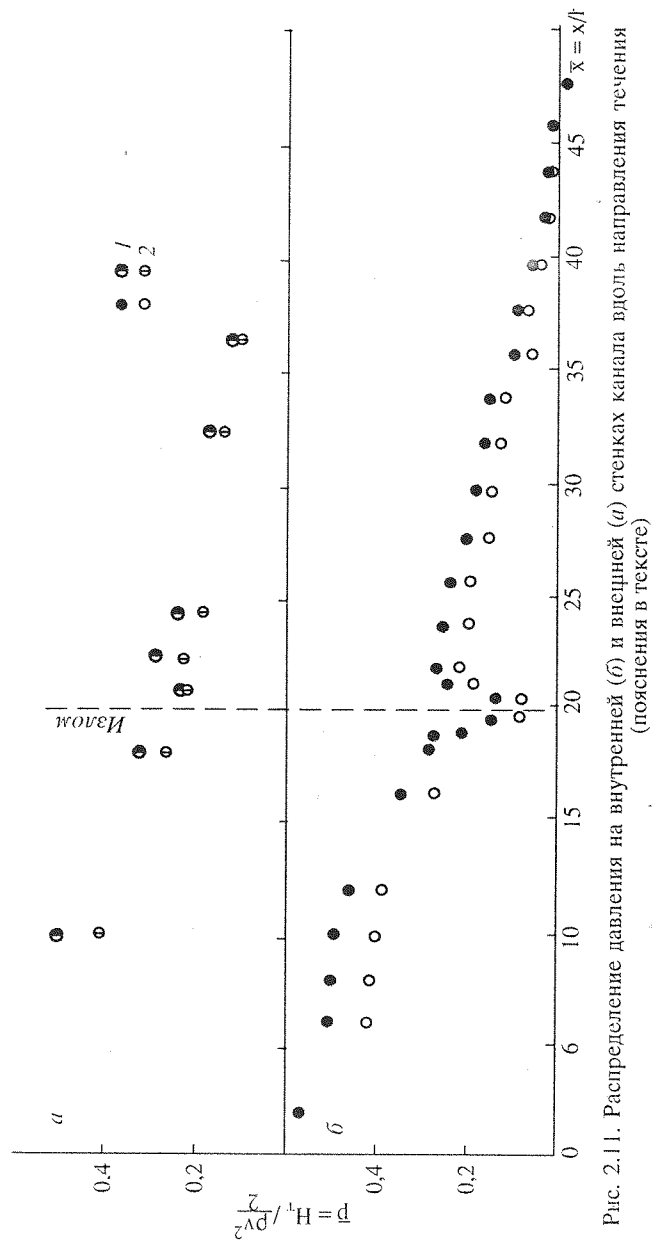


Рис. 2.11. Распределение давления на внутренней (б) и внешней (а) стенках канала вдоль направления течения (пояснения в тексте)

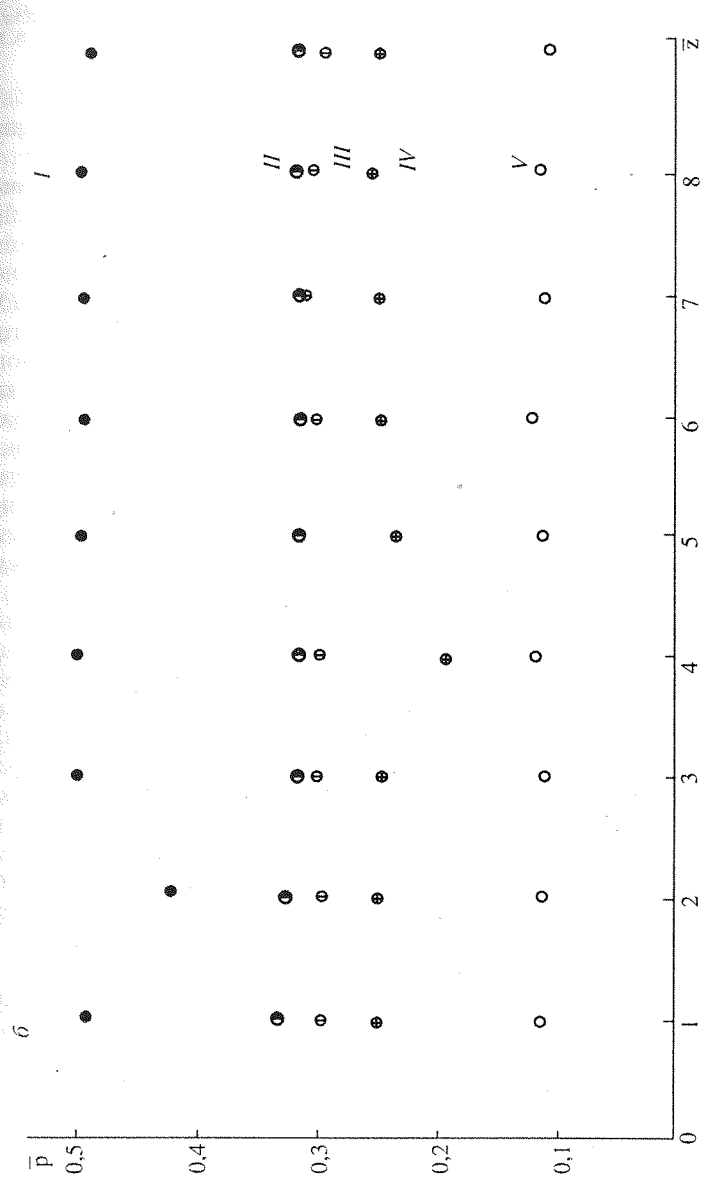
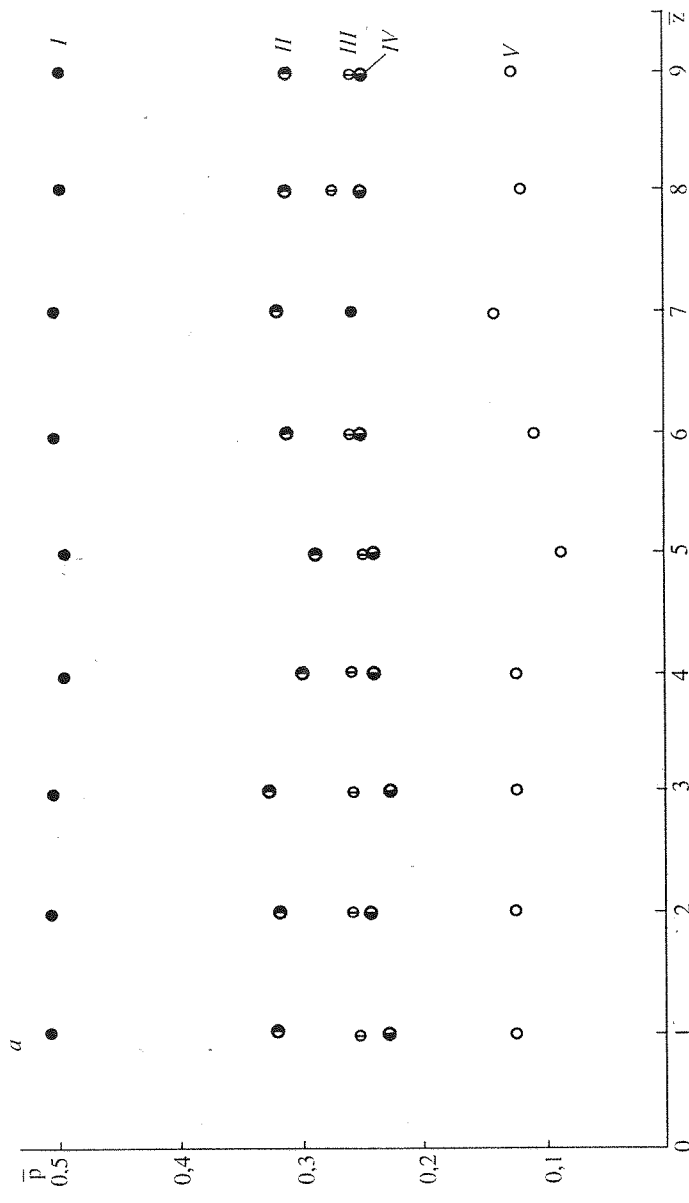


Рис. 2.12. Распределение давления на внутренней (*a*) и внешней (*b*) стенках канала в сечениях (I—V), перпендикулярных потоку Z . $x = x/h$: I — 10, II — 18, III — 21, 54, IV — 24, 24, V — 36, 24

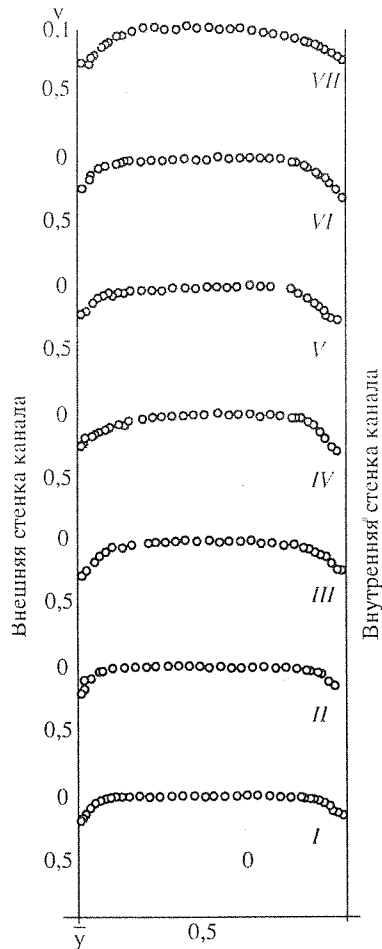


Рис. 2.13. Профили средних скоростей потока в различных сечениях канала. Сечения, $x = x/h$: I — 7, II — 9, III — 17, IV — 21, 16, V — 23, VI — 25, VII — 35

ласти поворота практически двумерным.

При анализе результатов численного моделирования и эксперимента обращает на себя внимание отсутствие ярко выраженного отрыва потока за изломом внутренней стенки. Вместе с тем при рассмотрении расчетного векторного поля скоростей в канале мы видим наличие возвратного течения в непосредственной близости от стенки на участке протяженностью примерно 4-го калибра, причем толщина слоя возвратного течения очень мала (порядка 0,02-го калибра).

В эксперименте также не обнаружен отчетливый отрыв. Это может быть обусловлено погрешностью измерения скорости с помощью трубки Пито—Прандтля диаметром около 2 мм в непосредственной близости от стенки. Проведены специальные визуальные исследования направления потока вблизи стенки за изломом с помощью шелковинок. Они также

показали наличие очень слабого отрыва: так возвратное течение наблюдалось только в непосредственной близости от стенки.

Такого рода слабый отрыв в поворотных каналах наблюдался и другими авторами [120, 147, 262, 297]. По-видимому, это обусловлено влиянием отрицательного продольного градиента давления непосредственно за изломом стенки и положительного поперечного градиента давления от внешней стенки к внутренней в окрестности излома стенки.

2.2.2. РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ И СРЕДСТВ УСТРАНЕНИЯ ОСЕВОГО УСИЛИЯ В ЦЕНТРОБЕЖНЫХ ВЕНТИЛЯТОРАХ ДВУСТОРОННЕГО ВСАСЫВАНИЯ

Рассмотрим влияние осевого усилия на примере вентиляторных установок рудников АО “Уралкалий”. Вентиляторная установка рудника БКРУ-1 АО “Уралкалий” оборудована двумя вентиляторами ВРЦД-4, 5 ($n = 375$ об/мин), работающими параллельно — ВУ-1 + ВУ-2 и вентилятором ВРЦД-4, 5 ($n = 500$ об/мин) — ВУ-3, рудника БКРУ-2 — двумя вентиляторами ВРЦД-4, 5 ($n = 375$ об/мин), а рудника БКРУ-4 — двумя вентиляторами ВЦД-47 “Север” с плавным изменением скорости вращения ротора вентилятора.

Все эти вентиляторы двустороннего всасывания. В процессе эксплуатации в них возникает осевое усилие, которое в большинстве случаев объясняется рассогласованием угла установки лопаток осевых направляющих аппаратов (ОНА) и устройств для сброса мощности (УСМ). Кроме того, по нашему мнению, на возникновение осевого усилия оказывают влияние сечение (сопротивление) и углы поворота подводящих к рабочему колесу каналов (рис. 2.14).

Разветвление потока происходит в точке А. Очень важно, чтобы соблюдалось условие $R_{\text{лев}} Q_{\text{лев}}^2 = R_{\text{прав}} Q_{\text{прав}}^2$, т. е. давление при подходе потока воздуха по каналам в точке Б к рабочему колесу вентилятора с правой и левой сторон было одинаковым. При соблюдении этого условия возникновение осевого усилия наблюдаться не будет, т. е. в идеальном случае

$$R_{\text{лев}} = R_{\text{прав}}, \quad (2.41)$$

$$Q_{\text{лев}} = Q_{\text{прав}}. \quad (2.42)$$

В реальных условиях при строительстве вентиляционных каналов невозможно достичь равенства сечений подводящих к рабочему колесу каналов, следовательно, если $R_{\text{лев}} \neq R_{\text{прав}}$, то и $Q_{\text{лев}} \neq Q_{\text{прав}}$. Кроме того, в процессе эксплуатации возникает по различным причинам и рассогласование угла установки лопаток ОНА и УСМ, что также ведет к возникновению осевого усилия.

Осевое усилие оказывает вредное влияние на подшипники. В работе [137] приведены графики зависимостей долговечности подшипников от рассогласованности лопаток ОНА вентиляторов ВЦД-2,2 и ВЦД-3,3. Разность углов установки лопаток лево-

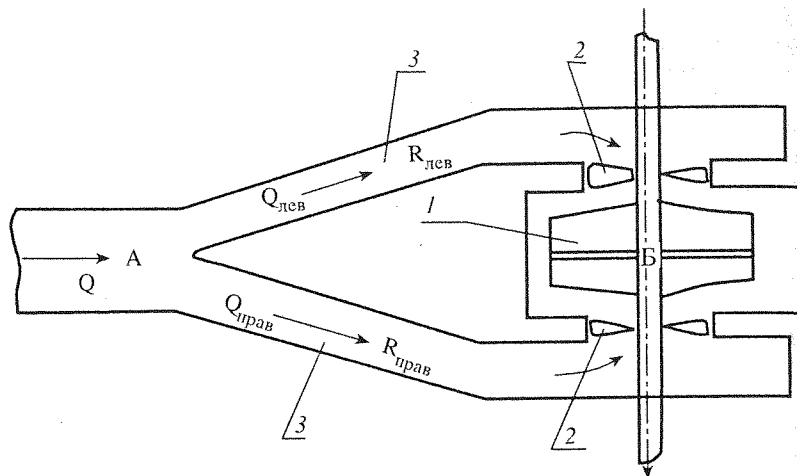


Рис. 2.14. Подвод потока к рабочему колесу центробежного вентилятора двустороннего всасывания.

1 — рабочее колесо вентилятора, 2 — осевые направляющие аппараты (ОНА), 3 — подводящие каналы, $Q_{лев}$, $Q_{прав}$ — количество воздуха, проходящее через левый и правый подводящие каналы, $R_{лев}$, $R_{прав}$ — сопротивление левого и правого подводящих каналов

го и правого ОНА (например на 5°) снижает долговечность подшипников на 25 %.

Для определения угла рассогласования лопаток ОНА и УСМ необходимы частые остановки вентилятора с выполнением точных повторных измерений и регулировок. Поэтому предлагается способ определения и контроля разности давлений у правого и левого ОНА при помощи V-образного жидкостного манометра, установленного так, как показано на рис. 2.15 [30—33, 222]. В одинаковых точках подводящих каналов (3) вентилятора подключают жидкостный манометр (6), регистрирующий разность давлений воздуха по обе стороны рабочего колеса (1). В случае существования разности давлений в измеряемых точках на одном из ОНА (2) производится поворот лопаток до уравнивания давлений. Этот способ определения и контроля разности давлений по обе стороны рабочего колеса вентилятора (осевого усилия) позволяет в любой момент иметь реальную картину и в случае рассогласования лопаток ОНА (возникновения осевого усилия) во время работы вентилятора, не останавливая его, уравнивать осевое усилие. Для исключения пульсаций жидкости в ма-

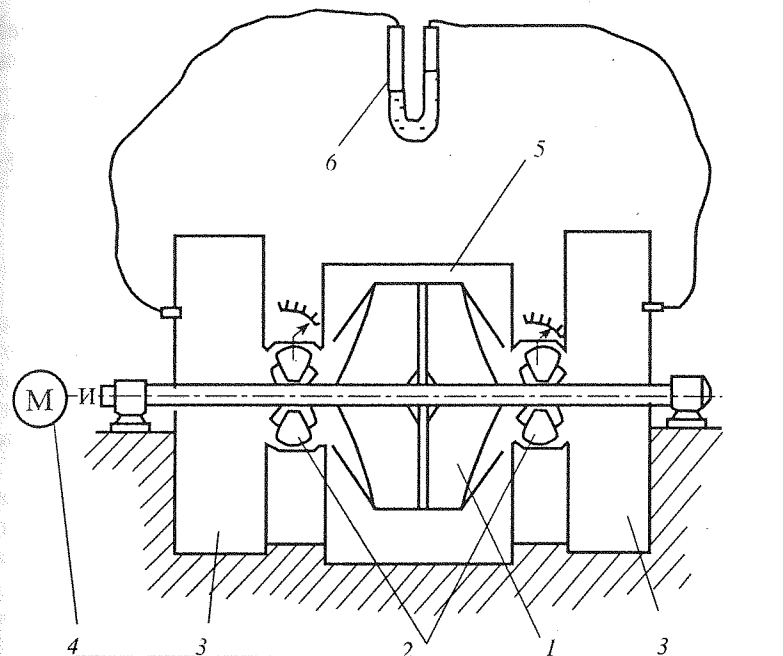


Рис. 2.15. Способ определения и контроля разности давлений у правого и левого ОНА центробежного вентилятора двустороннего всасывания (усл. обозн. см. текст)

нометре его рабочие трубки берутся значительного диаметра, а соединяющей трубки в 9—15 раз меньше последнего, что позволяет получить среднюю составляющую стохастического процесса пульсаций и устойчивое зеркало жидкости при замерах.

При анализе работы вентиляторов ВРЦД-4,5 рудника БКРУ-1 определены разности давлений по данному способу. Результаты приведены в табл. 2.3 и 2.4. Анализ показывает, что при всех режимах работы вентиляторов по обе стороны рабочего колеса имеется перепад давлений. При работе ВУ-1 максимальная величина его 78,5 Па наблюдается при угле установки лопаток ОНА — 10° , при работе ВУ-2 — 34,3 Па при $0 - (-) 10^\circ$, а при работе ВУ-3 перепад давлений остается постоянной величиной и составляет 98,1 — 107,9 Па при разных углах установки лопаток ОНА.

Таблица 2.3

Результаты замеров при разных режимах работы ВУ-3

Угол установки лопаток направляющих аппаратов (°)	Поддача вентилятором воздуха (Q _в), м ³ /с	Давление (n = 500 об/мин). Па	Количество воздуха, поступающего в рудник (Q _р), м ³ /с
42	503,41	3796,5/3659,1	—
60	424,37	2864,5/2766,4	328,54
30	504,00	4100,6/3992,7	409,75
10	534,38	4434,1/4336,0	424,61
0	545,63	4551,8/4443,9	418,98
-18	551,20	4777,5/4679,4	442,54
45	493,00	3737,6/3639,5	380,01
52	434,64	3374,6/3237,3	355,42

Примечание. Здесь и в табл. 2.4: в числителе — у правого ОНА, в знаменателе — у левого.

Таблица 2.4

Результаты замеров при разных режимах работы ВУ-1 и ВУ-2

Угол установки лопаток направляющих аппаратов (°)	Суммарная поддача воздуха (Q _в), м ³ /с	Давление (n = 375 об/мин). Па		Количество воздуха, поступающего в рудник (Q _р), м ³ /с
		ВУ-1	ВУ-2	
50	464,71	3286,4/3247,1	3237,3/3266,7	400,71
30	487,31	3698,4/3678,8	3703,3/3659,1	435,42
10	510,23	3953,4/3875,0	3914,2/3894,6	444,99
0	523,98	4071,2/4002,5	4061,3/4041,7	450,93
10	531,02	4272,3/4233,0	4252,6/4218,3	455,85
50	466,06	3482,6/3458,0	3443,3/3423,7	415,23

При анализе работы вентиляторов ВРЦД-4,5 рудника БКРУ-2 максимальная величина перепада давления по обе стороны рабочего колеса составила 49 Па при угле установки лопаток ОНА — (+) 10° (ВУ-2).

На вентиляторах ВЦД-47 “Север” рудника БКРУ-4 эта величина значительно больше и достигает 421,4 Па (ВУ-1, 400 об/мин) и 367,5 Па (ВУ-2, 300 об/мин), что объясняется разной структурой формирования воздушных потоков во входных коробках вентиляторов и разными углами установки лопаток УСМ.

В работах [154, 265] показано, что осевое усилие, действующее на рабочее колесо вентилятора, а следовательно, и на вал,

является результирующей аэродинамических сил давления и может быть определено так:

$$A = \rho Q_{\text{в}} C_o - 0,16 \pi H_{\text{ст}} (D_1^2 - d_{\text{в}}^2), \quad (2.43)$$

где

$$C_o = \frac{Q_{\text{в}}}{\pi / 4 (D_1^2 - d_{\text{в}}^2)};$$

здесь ρ — плотность воздуха; $Q_{\text{в}}$ — производительность вентилятора; C_o — скорость воздушного потока во входном отверстии рабочего колеса; $H_{\text{ст}}$ — статическое давление, создаваемое вентилятором; D_1 — диаметр входа на рабочее колесо; $d_{\text{в}}$ — диаметр вала.

Выражение (2.43) применяется, когда определяется осевое усилие в турбомашине одностороннего всасывания, а для вентиляторов двустороннего всасывания, как принято считать, силы давления по обе стороны рабочего колеса уравновешивают одна другую. На практике (см. табл. 2.3 и 2.4) существует разность давления по обе стороны рабочего колеса в вентиляторах двустороннего всасывания. Анализируя выражение (2.43), видно, что осевое усилие находится в прямой зависимости от производительности вентилятора и скорости воздушного потока во входном отверстии рабочего колеса, т. е. еще раз — от производительности вентилятора. Во второй части уравнения (2.43) переменной величиной является $H_{\text{ст}}$, которая зависит для конкретного вентилятора, работающего на определенную вентиляционную сеть, от сопротивления сети R_c и производительности вентилятора в квадрате, т. е.

$$H_{\text{ст}} = R_c Q_{\text{в}}^2. \quad (2.44)$$

Так, на ВУП рудников БКРУ-1 ВУ-1 и ВУ-2 работают при скорости вращения рабочего колеса вентилятора, равной 375 об/мин, а для ВУ-3 — 500 об/мин, и через каждое рабочее колесо ВУ-1 и ВУ-2 проходит воздуха примерно в 2 раза меньше, чем через рабочее колесо ВУ-3. Поэтому незначительные нарушения в аэродинамических схемах вентиляторов (люфты в рычажных элементах, неточность установки угла лопаток ОНА, так как цена деления — 5°), изменения сечения (сопротивления

подводящих каналов) приводят к возникновению осевого усилия в вентиляторах двустороннего всасывания, которое зависит от скорости вращения рабочего колеса во второй степени. Это подтверждается результатами замеров, приведенными в табл. 2.3 и 2.4, из которых видно, что в ВУ-3 разность давления по обе стороны рабочего колеса больше, а следовательно, и осевое усилие, возникающее при работе ВУ-3 гораздо больше, чем при работе ВУ-1 и ВУ-2.

Наличие осевого усилия при работе вентиляторов необходимо связать и со сроком службы подшипников вала вентилятора, срок службы которых для ВУ-3 в 2,5—3,0 раза меньше, чем для ВУ-1, ВУ-2, что подтверждается практикой эксплуатации [31].

Учитывая сказанное, для контроля и уравнивания давления по обе стороны рабочего колеса вентиляторов предлагается установить на каждом вентиляторе v-образный жидкостный манометр, как показано на рис. 2.15, а уравнивание давления производить одним из ОНА [85].

Однако в рассмотренном способе контроля и уравнивания осевого усилия ротора вентилятора необходимо устанавливать регистрирующие приборы для измерения перепада давления и средств автоматического управления исполнительными механизмами поворота лопаток ОНА, что приводит к снижению надежности работы вентилятора.

Как показали испытания способа уравнивания осевого усилия поворотом лопаток одного из ОНА, разница в углах установки лопаток на вентиляторе ВУ-3 достигает 22°, поэтому пользоваться этим способом без корректировки аэродинамических характеристик вентилятора нежелательно, поскольку будут большие погрешности в производительности на разных режимах работы, а при переводе вентилятора на другой режим работы необходимо будет определять новые аэродинамические характеристики, что довольно трудоемко [11].

Учитывая это, для исключения перепада аэродинамического давления по обе стороны рабочего колеса воздух пропускают с одной стороны рабочего колеса на другую по воздушному каналу [222].

Поставленная цель достигается тем, что в центробежном вентиляторе двустороннего всасывания (рис. 2.16), включающем ротор (4) с рабочим колесом (1), с обеих сторон которого установлены ОНА (2) с поворотными лопатками, подводящие каналы (5—7), подача воздуха к рабочему колесу осуществля-

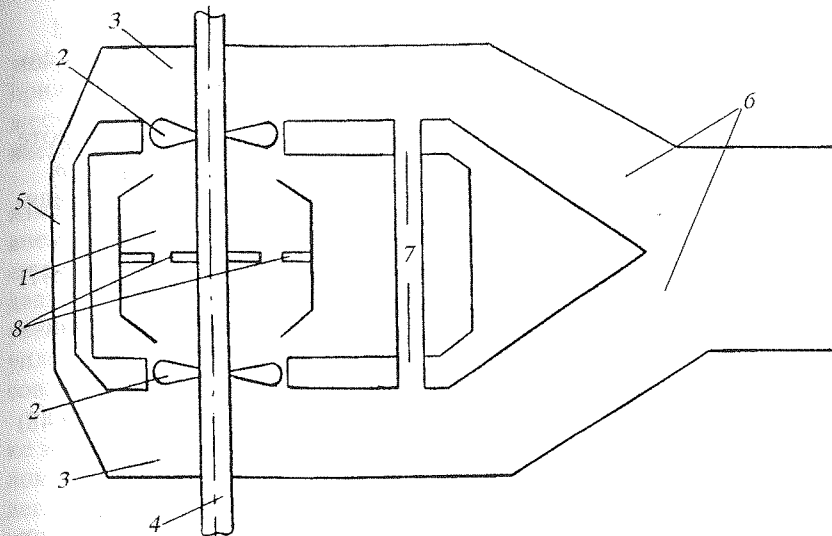


Рис. 2.16. Способ уравнивания осевого усилия в центробежном вентиляторе двустороннего всасывания (усл. обозн. см. текст)

ется через подводящие каналы (6) и далее входные коробки (3). Для исключения осевого усилия на ротор вентилятора входные коробки (3) и подводящие каналы (6) перед вентилятором соединяют воздушными каналами (5) и (7) соответственно или соединяют входы в колесо отверстиями (8) в коренном диске.

Для реализации этого способа целесообразно знать максимальное сопротивление канала, соединяющего входные коробки вентилятора, которое можно определить с учетом [188] по формуле

$$R_k = \frac{6,5\alpha l_p}{d_{тр}^5}, \quad (2.45)$$

здесь α — коэффициент аэродинамического сопротивления канала (трубопровода), l_p — расчетная длина канала, $d_{тр}$ — диаметр трубопровода,

$$l_p = 1 + \sum_1^i l_{\text{экв}}, \quad (2.46)$$

где l — длина канала (трубопровода), $l_{\text{экв}} = 20 d_{\text{тр}}$, при повороте на 90° , $l_{\text{экв}} = 10 d_{\text{тр}}$, при повороте на 45° , i — число поворотов.

Поскольку разность давления во входных коробках вентилятора равна

$$|R_{\text{лсв}} Q_{\text{лсв}}^2 - R_{\text{црав}} Q_{\text{црав}}^2| = R_k Q_k^2 = \Delta H, \quad (2.47)$$

то это выражение с учетом (2.45) можно записать в следующем виде:

$$\Delta H = \frac{6,5 \alpha l_p}{d_{\text{тр}}^5} Q_k^2, \quad (2.48)$$

откуда находим выражение для $d_{\text{тр}}$:

$$d_{\text{тр}} = (6,5 \alpha l_p Q_k^2 / \Delta H)^{1/5}. \quad (2.49)$$

Если канал выполняется не круглым в сечении, то минимальную площадь S_k можно найти по формуле

$$S_k = (\alpha l_p Q_k^2 / \Delta H)^{1/3}. \quad (2.50)$$

Схема реализации способа уравнивания осевого усилия представлена на рис. 2.18. Внедрение данного способа позволяет уменьшить количество ремонтов опорных подшипников вала вентилятора, достичь максимальной паспортной производительности вентилятора и повысить надежность работы ГВУ, как одного из элементов блока “ПКВС”.

2.3. РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ВНЕШНИМИ УТЕЧКАМИ ВОЗДУХА, ВОЗНИКАЮЩИМИ В ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ КАНАЛАХ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК

В воздухоподводящих каналах ВУГП, являющихся специальным сооружением для проветривания рудников, едва ли не единственный возможный путь возникновения внешних утечек воздуха — уплотнение переключающих устройств (ляд). Количество этих устройств колеблется от 8 до 18 в зависимости от типа ВУГП.

В работах [143, 231] рассматриваются различные типы уплотнений ляд. Основной принцип их работы заключается в прижатии двух поверхностей определенной ширины, длины и жесткости, за счет чего достигается постоянная (не зависящая от внешних условий) герметизация стыка.

Суть предлагаемого способа заключается в использовании изменяющейся конфигурации поверхности контакта под действием внешних сил. В нашем случае в качестве внешней силы выступает давление, представляющее собой разность статических давлений по обе стороны ляды. При увеличении этой разности увеличивается поверхность контакта уплотнений и ляда “самоуплотняется”, т. е. чем больше вероятность увеличения подсосов, тем герметичнее становится уплотнение [27, 28, 34, 59].

Одним из путей реализации изложенного способа на практике может быть организация скоса кромки ляды и оклада под углом меньшим 90° (рис. 2.17). При этом ляда и оклад имеют прилегающие жесткие поверхности, параллельные друг другу, а уплотнитель, изготавливаемый из упругой резины, крепится так, что огибает эти поверхности.

Возможно определение функциональной зависимости изменения утечек воздуха через уплотнения ляды, выполненной по предлагаемому способу на основе связи теории подобия с законами размерностей.

Физические закономерности, связывающие величины, характеризующие то или иное явление, записываются в виде функций [58]

$$a = f(a_1, a_2, a_3, \dots, a_n), \quad (2.51)$$

где a_1, a_2, \dots, a_n — численные значения физических величин в общей системе единиц измерения.

Если в этой зависимости три какие-либо величины a_i (например a_{n-2}, a_{n-1}, a_n) размерно независимы, то, приняв их за основные размеры и перейдя к отвлеченной системе единиц измерения, эту зависимость можно представить в виде

$$\pi = f(\pi, \pi \dots \pi_{n-3}, 1, 1, 1). \quad (2.52)$$

Воздухопроницаемость уплотнения ляды с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности является функцией нескольких переменных, а именно:

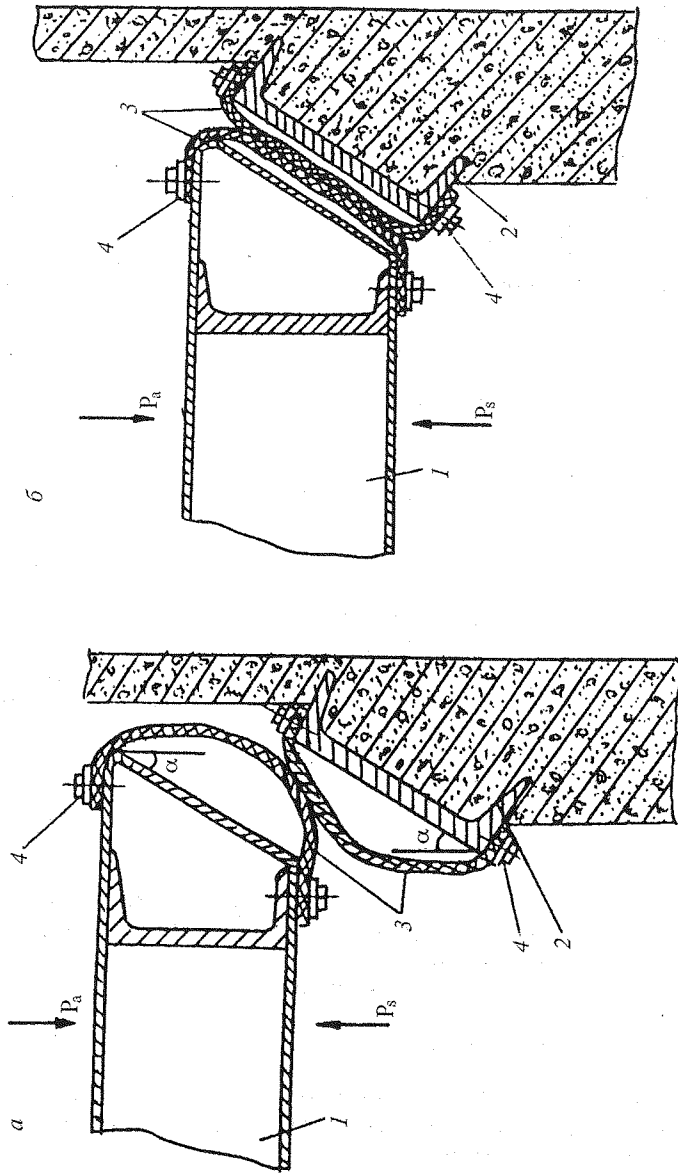


Рис. 2.17. Ляда самоуплотняющаяся (а) и уплотняющаяся под давлением (б).
 1 — ляда, 2 — уплотнитель, 3 — элемент крепления уплотнителя по периметру ляды и рамы; α — угол скоса поверхности ляды и рамы; P_a и P_s — давление на наружную и внутреннюю плоскости ляды соответственно

$$Q_{ii} = f(d; mg; \operatorname{tg} \alpha; RT; \nu; EJ; H), \quad (2.53)$$

где Q_{ii} — утечки воздуха через уплотнения, $\text{м}^3/\text{с}$; mg — вес ляды, H ; d — периметр ляды, m ; $\operatorname{tg} \alpha$ — тангенс угла скоса поверхностей ляды и рамы, к которым крепятся уплотнения, град; R — универсальная газовая постоянная, $\text{дж}/(\text{моль} \cdot \text{град})$; T — абсолютная температура воздуха, K ; EJ — жесткость конструкции уплотнения (E — модуль упругости, $\text{Н}/\text{м}^2$; J — момент инерции, $\text{кг} \cdot \text{м}^2$); ν — кинематическая вязкость воздуха, $\text{м}^2/\text{с}$; H — разность давлений по обе стороны ляды, Па .

Три размерно независимые величины d , mg , ν принимаются за основные величины. Для Q_{ii} , RT , EJ , H подбираются одночленные степенные комбинации из d ; mg ; ν так, что размерность этих одночленов равняется размерности Q_{ii} , RT , EJ , H . Перейдя к отвлеченной системе единиц измерения, эту размерность можно представить в виде

$$\pi = f(1, 1, \pi_1, \pi_2, 1, \pi_3, \pi_4). \quad (2.54)$$

Для $\pi_1 \dots \pi_4$ поочередно составляются размерные уравнения и находятся одночлены необходимой размерности:

$$\pi = \frac{[Q_{ii}]}{[mg]^x [d]^y [\nu]^z} \text{ или } \frac{L^3 / T}{\left(\frac{ML}{T^2}\right)^x \cdot L^y \cdot \left(\frac{L^2}{T}\right)^z},$$

$$L^3 \cdot T^{-1} \cdot M^0 = L^{x+y+2z} \cdot T^{-2x-z} \cdot M^x,$$

$$\begin{cases} x = 0 \\ -2x - z = -1 & y = 1 \\ x + y + 2z = 3 & z = 1. \end{cases}$$

Следовательно, искомая комбинация имеет вид

$$\pi = \frac{Q_{ii}}{d\nu}. \quad (2.55)$$

Аналогичным образом определяются π_2 , π_3 , π_4 , они имеют вид

$$\pi_2 = \frac{RTd^2}{\nu^2}; \quad (2.56)$$

$$\pi_3 = \frac{EJ}{mgd^2}; \quad (2.57)$$

$$\pi_4 = \frac{Hd^2}{mg}; \quad (2.58)$$

при этом $\pi_1 = \operatorname{tg}\alpha$, так как $\operatorname{tg}\alpha$ есть величина безразмерная.

Полученные значения $\pi_1 \dots \pi_4$ подставим в выражение функции (2.54), соответственно получим:

$$\frac{Q_{II}}{dv} = \operatorname{tga} \left[\frac{RTd^2}{v^2} \right] \left[\frac{EJ}{mgd^2} \right] \left[\frac{Hd^2}{mg} \right]. \quad (2.59)$$

Следовательно, зависимость подсосов от изменения площади герметизирующей поверхности может быть найдена из выражения, полученного при упрощении (2.59):

$$Q_{II} = \frac{RTEJHd^3}{(mg)^2 v} \operatorname{tg}\alpha. \quad (2.60)$$

Как видно из зависимости (2.60), утечки воздуха через уплотнения ляд новой конструкции прямо пропорциональны: T — температуре воздуха; EJ — жесткости конструкции уплотнения; H — перепаду давления по обе стороны ляды, d^3 — значению куба периметра ляды; $\operatorname{tg}\alpha$ — тангенсу угла скоса поверхности ляды и рамы.

Подсосы обратно пропорциональны квадрату веса ляды и кинематической вязкости воздуха.

Логический смысл данной зависимости очевиден и не противоречит представлению о физическом процессе, происходящем при "самоуплотнении" ляды.

Преобразуем зависимость (2.60), для определения угла скоса поверхности ляды, на которой крепится уплотнение:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{(mg)^2 v Q_{II}}{RTEJHd^3}. \quad (2.61)$$

Воздухопроницаемость уплотнения ляд данной конструкции исследовалась на экспериментальной установке (рис. 2.18). Для таких уплотнений ширина герметизирующей поверхности зави-

сит от массы и размеров ляды, угла скоса ее поверхности и рамы, на которую крепится уплотнитель, или от ширины этой поверхности, разности давлений по обе стороны ляды и жесткости конструкции уплотнения.

Сначала определялась зависимость ширины герметизирующей поверхности от массы ляды при разных углах скоса поверхности ляды и рамы. Ширина поверхности скоса при $\alpha = 60^\circ$; 45° ; 30° бралась 0,18 м. Уплотнитель — конвейерная лента с пятью прокладками. Капроновые конвейерные ленты для уплотнителя, на наш взгляд, не пригодны, так как при изгибах ломаются. Масса ляды изменялась искусственно от 500 до 2000 Н в пересчете на один погонный метр уплотнения. Результаты эксперимента приведены на графике (рис. 2.19), из которого видно, что с увеличением массы ляды ширина герметизирующей поверхности возрастает, но ввиду жесткости уплотнителя закон не является линейным. Угол также влияет на ширину герметизирующей поверхности, но незначительно.

Ляды в каналах ВУГП с вентиляторами ВРЦД-4, 5 расположены под углом $\phi = 60^\circ$. На экспериментальной установке ляды установлена под таким же углом.

Зависимость ширины герметизирующей поверхности от разности давлений по обе стороны ляды определялась также для углов $\alpha = 60^\circ$; 45° ; 30° . Разность давлений измерялась микроманометром и депрессиомером. Результаты эксперимента отражает график (рис. 2.20), из которого видно, что с увеличением разности давлений по обе стороны ляды ширина герметизирующей поверхности возрастает, однако имеется место перегиба в точке А, когда с увеличением разности давлений ширина герметизирующей поверхности увеличивается незначительно, но зависит от угла α . Это явление, на наш взгляд, объясняется тем, что до точки А идут сжатие конвейерной ленты на ляде и раме и проскальзывание уплотнителя ляды относительно уплотнителя рамы, а в дальнейшем при росте давления увеличение ширины герметизирующей поверхности идет только за счет проскальзывания уплотнителей, но оно очень незначительно.

Воздухопроницаемость ляд с уплотнениями данного типа показана на рис. 2.21, а на рис. 2.22 приведен график, позволяющий получить данные, необходимые для расчета подсосов (утечек) воздуха в зависимости от геометрических размеров ляды и перепада давлений. Количества воздуха, проходящего через уплотнения, определялось по методу, изложенному в работе [60]. Ценно

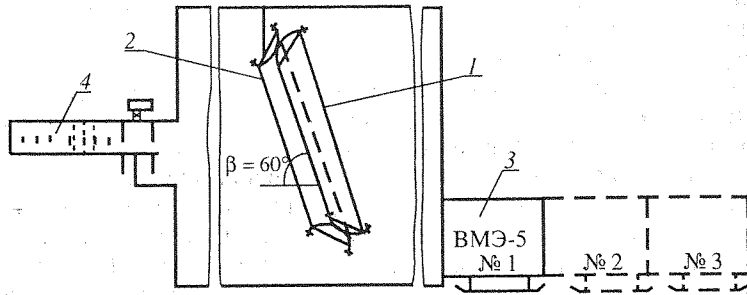


Рис. 2.18. Схема установки для определения воздухопроницаемости уплотнения ледяной рамы с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности.
1 — ледяная рама, 2 — рама, 3 — вентилятор, 4 — труба с меченым газом

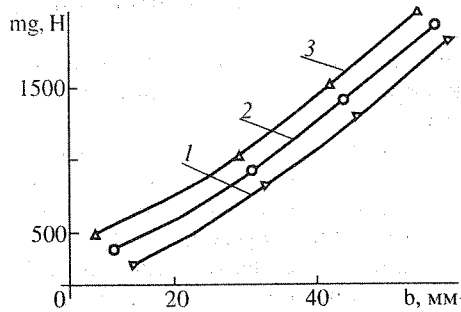


Рис. 2.19. Зависимость ширины герметизирующей поверхности от массы ледяной рамы.
Здесь и на рис. 2.22, 2.23: 1 — 30°, 2 — 45°, 3 — 60°

Рис. 2.20. Зависимость ширины герметизирующей поверхности от разности давлений на наружную и внутреннюю плоскости ледяной рамы (усл. обозн. см. рис. 2.19)

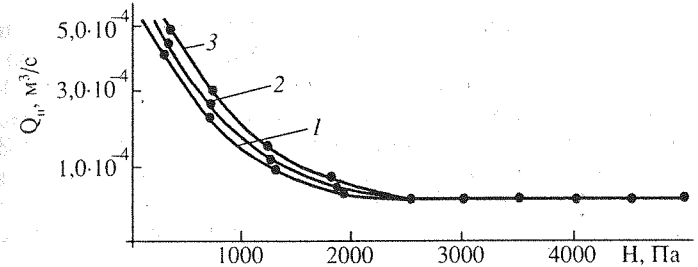
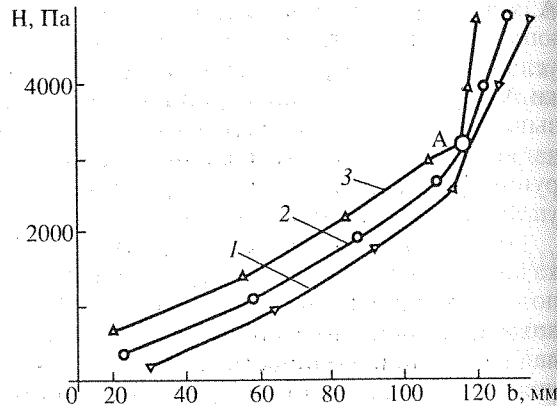


Рис. 2.21. Воздухопроницаемость уплотнения ледяной рамы новой конструкции (усл. обозн. см. рис. 2.19)

то, что уплотнения данной конструкции хорошо себя зарекомендовали при больших размерах ледяных вентиляционных каналов, имеющих деформированные участки.

Как показали исследования, воздухопроницаемость уплотнения очень мало зависит от угла скоса ледяной рамы, поэтому в практических расчетах вполне можно использовать показатели (см. рис. 2.22) для $\alpha = 45^\circ$.

Из рис. 2.22 также видно, что воздухопроницаемость уплотнения резко сокращается, но только до разности давлений по обе стороны ледяной рамы 2000 Па, а затем остается практически неизменной.

Анализируя графики рис. 2.20 и 2.22, можно сделать вывод, что благодаря ширине герметизирующей поверхности $b = 80-90$ мм обеспечивается хорошая герметичность, а утечки воздуха, по нашему мнению, приходится в основном на углы ледяной рамы, где достичь полной герметичности очень трудно.

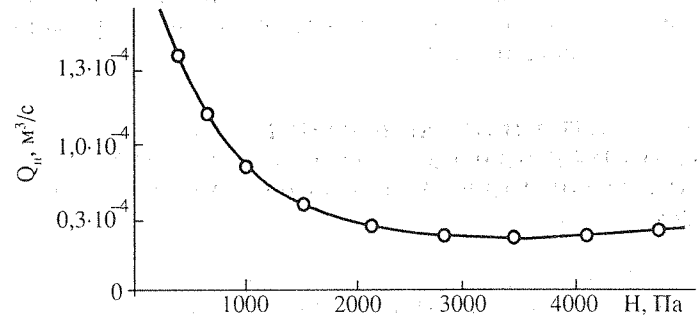


Рис. 2.22. Воздухопроницаемость уплотнения ледяной рамы с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности

С учетом сказанного в конкретных производственных условиях на льядах вентиляционных каналов ВУГП вполне достаточно обеспечить ширину герметизирующей поверхности, равную 80—100 мм для сведения к минимуму объема подсосов воздуха через льяды.

На калийных рудниках льяды вентиляционных каналов ВУГП имеют значительные размеры: периметр их равен 17—21 м, а масса — 48 000—73 000 Н. При угле установки (β) в 60° давление на льяду перпендикулярно ее поверхности и равно половине массы льяды, что в пересчете на один погонный метр герметизирующей поверхности составит 1410—1740 Н, а это будет соответствовать (согласно рис. 2.19) ширине герметизирующей поверхности (b) — 40—52 мм. Поэтому даже при разности давлений по обе стороны льяды 800—1000 Па создается необходимая ширина герметизирующей поверхности, а это очень важно в начальный период эксплуатации вентиляторных установок, так как позволяет исключить подсосы воздуха через уплотнения льяд и повышает экономические показатели работы главного вентилятора.

Анализ зависимости (2.60) и результатов экспериментальных исследований воздухопроницаемости уплотнения льяд данной конструкции позволяет сделать вывод о хорошей сходимости результатов выявленной на основании теории подобия и законов размерностей теоретической зависимости утечек (подсосов) воздуха через льяды с уплотнениями новой конструкции в функции ее геометрических размеров и перепада давлений по обе стороны с данными эксперимента.

Таким образом, увеличение герметизации льяд в вентиляционных каналах с помощью уплотнений предложенной конструкции в целом является одним из путей повышения экономических показателей работы вентиляторов главного проветривания и надежности подсистемы “ПКВС”.

2.4. РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ВНЕШНИМИ УТЕЧКАМИ ВОЗДУХА, ПРОХОДЯЩИМИ ЧЕРЕЗ УСТЬЕ ВЕНТИЛЯЦИОННОГО СТВОЛА

Сократить объем внешних утечек воздуха в надшахтных зданиях можно двумя путями. Первый путь — это непосредственная герметизация стен, пола, кровли надшахтного здания, снижение сопротивления вентиляционных каналов и шахтных стволов [35,

50, 113, 162, 169, 211, 263, 281, 290, 295], второй — перераспределение депрессии между надшахтным зданием и верхней частью вентиляционного ствола так, чтобы значительная часть ее приходилась на ствол. В результате этого снижается депрессия путей фильтрационных утечек.

Второй путь — новый, и поэтому нам кажется важным решить комплекс вопросов, связанных с исследованием формирования структуры и возможностью регулирования воздушных потоков в районе сопряжения вентиляционного ствола с каналом ВУГП, а именно:

- решение плоской задачи о повороте струи в отверстие в стенке;

- определение оптимальных параметров разделения потока шахтного воздуха продольной перегородкой;

- решение задачи оптимизации процесса взаимодействия встречных потоков внешних утечек и шахтного воздуха в устье вентиляционного ствола.

Задача поворота струи шахтного воздуха из ствола в вентиляционный канал может быть решена на основе методов теории функций комплексного переменного с помощью конформных отображений [1, 3, 4, 122, 196, 243, 249, 279, 291, 298, 299]. На рис. 2.23 показаны контуры потоков в верхней части вентиляционного ствола и на входе в канал ВУГП (ДСВ ‘ВАД’ Д’) на плоскости $z = y + ix$.

Отображающая функция при этом имеет вид

$$z = i \cdot \operatorname{arccos} \frac{t \cdot (2 + m - n) - 2mn - m + n}{(m + n) \cdot (t + 1)}, \quad (2.62)$$

где $m = n + c$; $c = \frac{4K_{\text{вх}}}{K_{\text{вх}}^2 + 2K_{\text{вх}} - 1}$; n — расстояние от центра входящего потока до его верхней границы; остальные обозначения приведены на рис. 2.23.

С помощью соотношения (2.62), полагая $t = \xi + i\eta$, находим уравнение граничной линии тока шахтного воздуха при входе его из ствола во входное отверстие канала ВУГП

$$\xi = \frac{\pi}{\operatorname{tg} \eta}. \quad (2.63)$$

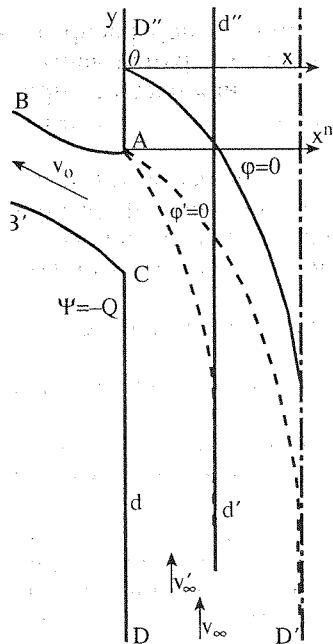


Рис. 2.23. Схема изменения структуры потока шахтного воздуха с помощью продольной перегородки при входе его из ствола в канал ВУГП

Угол наклона потока воздуха во входном сечении канала ВУГП к оси ствола определяется выражением:

$$\cos \alpha = \frac{m(2n-1)+n}{m+n} \quad (2.64)$$

При этом параметр $K_{\text{вх}}$ — коэффициент входа потока шахтного воздуха в отверстие канала ВУГП находится из уравнения:

$$K_{\text{вх}} = \frac{\pi D_c^2}{h_0 b_0} = \frac{v_0}{v_\infty} \quad (2.65)$$

где h_0 и b_0 — высота и ширина входного сечения канала ГВУ; D_c —

диаметр ствола; v_0 — скорость на входе в канал ГВУ; v_∞ — скорость в стволе на бесконечном удалении от входного отверстия.

Точка А (см. рис. 2.23) выражает координаты верхней кромки входного отверстия канала ВУГП, превышение граничной линии тока шахтного воздуха над верхней кромкой может быть выражено формулой:

$$y_{\text{вп}} = \frac{h_0}{\pi(m+n)} f(n;m) \quad (2.66)$$

Комплексный потенциал течения на вспомогательной плоскости имеет вид:

$$W = \phi + i\psi = \frac{Q}{\pi}(t - 1 - \ln t) \quad (2.67)$$

Преодоление потоком шахтного воздуха расстояния $y_{\text{вп}}$ над верхней кромкой канала ГВУ является неоправданной потерей

энергии. Избежать этой потери можно при условии плавного входа потока шахтного воздуха в канал. Последнее может быть достигнуто при снижении средних скоростей потоков воздуха в вентиляционных стволах и при изменении геометрических размеров ствола или канала ВУГП.

Оба условия на практике трудно осуществимы и требуют гораздо больших затрат, чем получаемый эффект.

Нами предложено принципиально новое решение этой задачи — сужение потока шахтного воздуха с помощью продольной перегородки, которая внедряется в поток со стороны надшахтного здания. Часть потока, отделенная перегородкой, направляется в тупик — надшахтное здание, навстречу внешним утечкам [36—38, 61, 193, 188, 228, 229].

Необходимая глубина внедрения перегородки в поток шахтного воздуха y_j находится как экстремум функции

$$y_j = z - ix_j \quad (2.68)$$

Расход воздуха на основном участке отделенной струи в безразмерной форме определяется следующим образом:

$$Q = v_m \frac{b}{b_0} \frac{1,2 \left(1 - \sqrt{\frac{K_v}{1-K_v}}\right)^{0,7} \left(0,375 + 0,625 \sqrt{\frac{K_v}{1-K_v}}\right)}{1 + \sqrt{\frac{K_v}{1-K_v}}} \quad (2.69)$$

где $K_v = \frac{v_m}{v_0}$ — коэффициент скорости (остальные обозначения см. на рис. 2.24).

Столкновение струи шахтного воздуха с потоком внешних утечек через надшахтное здание в верхней части ствола организует мнимую линию контакта воздушной завесы. Угол наклона завесы к оси ствола определяется из выражения:

$$\sin \alpha = \frac{Q_0}{Q_n} \quad (2.70)$$

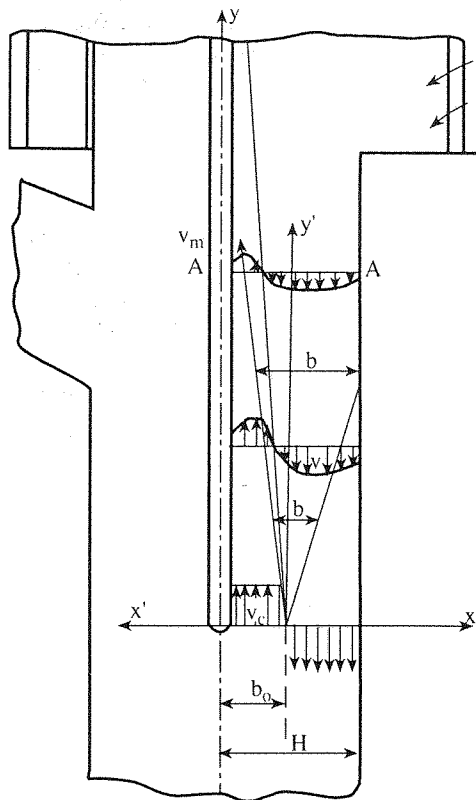


Рис. 2.24. Схема движения отдельного продольной перегородкой потока шахтного воздуха навстречу потокам внешних утечек (усл. обозн. см. текст)

Соотношение расходов воздуха определяется величинами

$$Q_n = z_1 a \int v' v'_0 dt; \quad (2.71)$$

$$Q_0 = h a v', \quad (2.72)$$

где z_1 — коэффициент, отражающий отношение площади потока подсосов к общей площади отдельной струи; a — ширина элементарного объема; v' — скорость движения элементарного объема; v'_0 — относительная скорость изменения элементарного объема.

Приведена математическая модель процесса взаимодействия встречных потоков в устье вентиля-

ционного ствола, построенная на основе решения уравнения Мецгерского для элементарных потоков, заключенных между двумя бесконечно близкими секущими по длине завесы параллельными плоскостями [75, 173, 189, 196]:

$$M \frac{dv}{dt} = F + v'_0 \frac{dM}{dt}, \quad (2.73)$$

где v' — скорость движения элементарного объема; F — равнодействующая внешних сил, действующих на элементарный объем; $\frac{dM}{dt}$ — единичная скорость изменения массы элементарного

объема; v'_0 — относительная скорость изменения элементарного объема.

Для нахождения v'_0 применяется формула Торричелли:

$$v'_0 = \varphi_0 (g h \cos \alpha)^{0.5}. \quad (2.74)$$

Здесь φ_0 — множитель скорости и при больших числах Рейнольдса он принимает значения из интервала (0,94—0,99); g — ускорение свободного падения; h — высота элементарного объема отдельного потока шахтного воздуха, определяемая уравнением

$$h = \frac{v'_0}{v'} h_0 [1 - z_1 \varphi_0 (g \cos \alpha)^{0.5} \cdot (3g(\sin \alpha - \xi' (1 - z \varphi_0^2) \cos \alpha) \times \\ \times (v_0 h_0)^{0.5})^{-1} \cdot (v^{1.5} - v_0^{1.5})], \quad (2.75)$$

где h_0 — начальная высота объема; z_1 — коэффициент, определяющий отношение площади потока подсосов к общей площади отдельной части ствола; ξ' — коэффициент аэродинамического трения.

Скорость движения элементарного объема находится из уравнения:

$$v' = (v_0^2 + 2g [\sin \alpha \xi' (1 - \varphi_0^2) \cos \alpha] L)^{0.5}. \quad (2.76)$$

(L — длина разделяющей перегородки, вдоль которой происходит процесс взаимодействия потоков.)

Процентное содержание отдельного перегородкой потока в общем расходе внешних утечек через надшахтное здание:

$$\Pi = 1 - \frac{Q_0}{Q_c} \cdot 100 \%, \quad (2.77)$$

где $Q_0 = h D v'$, $Q_c = h_c D v'_c$ — соответственно расход воздуха в отдельной струе шахтного воздуха и расход воздуха в совместном потоке подсосов и шахтного воздуха, в сечении ствола с перегородкой размером D по хорде.

Предложенная математическая модель решается в граничных условиях $L_1 = 0 \rightarrow L_n = L_{\max}$ и $D_1 = 0 \rightarrow D_n = D_{\max}$, так описан процесс взаимодействия встречных потоков подсосов и шахтного воздуха.

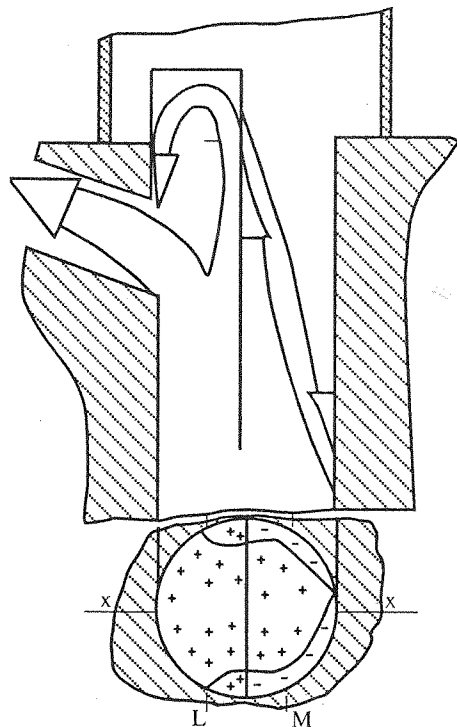


Рис. 2.25. Схема структуры воздушных потоков в верхней части вентиляционного ствола после установки продольной перегородки (x, L, M — оси)

Результаты вычислений дают возможность оптимизировать размеры продольной перегородки и величину площади сечения отделения ствола, по которому проходит полный поток воздуха в канал ВУГП, исходя из требования уменьшения объема внешних утечек воздуха при условии сохранения количества воздуха, подаваемого в рудник.

Таким образом, нами описана структура воздушных потоков в районе сопряжения вентиляционного ствола с каналом ВУГП. Доказано, что при существующих

параметрах сопряжений и свойственных им структурах потоков наиболее целесообразным и концептуально отличающимся от изветных методов увеличения сопротивления путей подсосов является метод снижения величины депрессии надшахтного здания за счет увеличения доли депрессии верхней части ствола. Это достигается в результате увеличения аэродинамического сопротивления путей подсосов в этой части ствола с помощью внесения продольной перегородки, разделяющей поток шахтного воздуха.

Анализ результатов исследований на уровне моделей и в шахтных условиях позволяет сделать вывод о справедливости основных теоретических предположений.

Часть потока за продольной перегородкой направляется навстречу подсосам, постепенно теряет свою скорость и меняет направление на противоположное, движется вдоль стенок вентиляционного ствола (рис. 2.25) и перетекает по краям перегородки у стенок ствола в направлении канала ВУГП.

С увеличением длины перегородки резко возрастает сопротивление путей внешних утечек воздуха. Одновременно постепенно увеличивается сопротивление участка ствола, расположенного ниже сопряжения с каналом ВУГП. Дальнейшее наращивание длины перегородки приводит лишь к увеличению последнего, практически не оказывая влияния на снижение утечек. Это свидетельствует о наличии оптимальной длины перегородки. Критерий оптимальности длины перегородки — максимальный прирост количества воздуха, поступающего в рудник.

Изучение структур потоков позволило разработать следующие конкретные конструкции, позволяющие предотвратить внешние утечки воздуха, основанные на использовании продольной перегородки:

- продольная перегородка, расположенная на центральных расстрелах ствола;

- перекрытие над устьем ствола в виде короба, в который беспрепятственно входят подъемные сосуды. Короб сооружается на элементе станка копра, над частью ствола между центральными расстрелами и каналом ВУГП;

- герметичные полки, установленные на ярусах армировки ствола. Полки устанавливаются в верхней части ствола в отделении, находящемся на противоположной каналу ВУГП стороне;

- щит, установленный под углом к оси ствола, в отделении ствола ниже горизонтальных полков. Он позволяет достичь увеличения потока шахтного воздуха, направленного навстречу подсосам, за счет конфузورного сужения ствола;

- воздуходувки (вентиляторы типа ВМ-6М), установленные ниже конфузорного сужения.

Рассмотрим процессы, происходящие в путях фильтрационных утечек воздуха при снижении депрессии надшахтного здания (за счет перенесения части ее на верхний участок вентиляционного ствола).

Изучение зависимости изменения фильтрационных утечек ведется с помощью преобразованного для выражения падения депрессии закона сопротивления. При неизменном сопротивлении изолятора имеем:

$$h_1 - h_2 = R_u(Q_1 - Q_2)_u^n. \quad (2.78)$$

Известно, что показатель степени может быть найден так:

$$n^* = \frac{\lg(h_1 + \Delta h_1) - \lg(h_2 + \Delta h_2)}{\lg(Q_1 - Q'_1) - \lg(Q_2 - Q'_2)} \quad (2.79)$$

или из эмпирической зависимости, установленной для калийных рудников [27]:

$$n' = 2,0 - 0,5996 Q_\phi / Q_n, \quad (2.80)$$

где h_1 и h_2 — соответственно депрессия изолятора до и после внесения перегородки; Δh — величина падения депрессии; Q_1 и Q_2 — количество воздуха, проходящее через места утечек до и после падения депрессии, Q_ϕ — внешние фильтрационные утечки; Q_n — общее количество поверхностных подсосов воздуха.

Величина сопротивления перегородки возрастает при повышении производительности и давления ВУГП. Такое увеличение сопротивления происходит в процессах неадекватного взаимодействия, в частности, в исследуемом случае: противодействие движению подсосов за перегородкой тем больше, чем больше скорость отделенного перегородкой потока шахтного воздуха (скорость в стволе).

Для формулы определения сопротивления верхнего участка ствола с продольной перегородкой необходимо применение поправочного переменного коэффициента $1/m = Q_n/Q_\phi$, где Q_n — производительность вентилятора. Тогда формула примет вид

$$R_{yc} = \frac{1}{m} \xi_{yc} \frac{\gamma}{2gS^2}. \quad (2.81)$$

Формула с поправочным коэффициентом дает возможность получения величин сопротивления, применение которых во втором законе сетей позволяет достичь достаточной сходимости расчетных величин и результатов натуральных экспериментов.

Рассмотренные выше два варианта изменения фильтрационных утечек в надшахтных зданиях — повышение изолирующей способности путем герметизации мест утечек в стенах здания; перенесение значительной части депрессии надшахтного здания на верхний участок вентиляционного ствола — могут быть описаны с помощью уравнений соответственно:

$$h_\phi = c + b Q_\phi - a Q_\phi^2 \text{ и } h_\phi = R Q_\phi^n. \quad (2.82)$$

Анализ этих зависимостей показывает, что энергетические показатели при снижении фильтрационных утечек по обоим вариантам практически одинаковы. Однако процесс дальнейшего развития фильтрационных утечек в одних и тех же надшахтных зданиях при одинаковых режимах работы ВУГП будет начинаться с различных исходных величин депрессии надшахтного здания. При втором варианте депрессия значительно сокращается, в связи с чем воздействие на пути фильтрационных утечек меньшей аэродинамической нагрузки позволит более продолжительный срок сохранять достаточную герметичность надшахтного здания.

3. ВЕРОЯТНОСТНОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЙ РЕЖИМОВ РАБОТЫ РУДНИЧНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

3.1. МЕТОД ПРОГНОЗНЫХ РАСЧЕТОВ

Метод прогнозирования шахтных вентиляционных режимов, на наш взгляд, с достаточной степенью точности должен учитывать как возможные отклонения в ведении горных работ от проектных технологических схем и колебания величины подсосов воздуха, так и общую тенденцию развития процесса их изменений.

Регрессионные методы, учитывающие вероятностный характер зависимости рассматриваемых величин от других факторов, принимаемых в качестве переменных, наиболее полно отвечают таким требованиям. Они позволяют определить вероятностную оценку возможного отклонения рассматриваемой величины от расчетного значения и существенность коэффициентов регрессии. Выполнить эту задачу на достаточно высоком теоретическом уровне позволяют прогнозные режимы работы шахтных вентиляторов главного проветривания, осуществляемые посредством регрессионного анализа на основе корреляционных зависимостей.

Процесс изменения шахтных вентиляционных режимов в настоящей работе представляется разделенным на две составляющие: неслучайную — описываемую уравнением регрессии, и случайную — описываемую как стационарный случайный процесс. По сравнению с существующими методами такое моделирование режимов проветривания позволит существенно повысить точность их прогноза.

Основные величины, определяющие режим работы вентилятора, — подача воздуха вентилятором и сопротивление вентиляционной сети. Факторы, влияющие на процессы их изменения, следует делить на постоянные и переменные — случайные.

Постоянные факторы — это увеличение производственной мощности и глубины разработки вновь вводимых рудников Верхнекамского месторождения, непрерывный рост производственных мощностей рудников в период их освоения, широкое внедрение самоходного внутрирудничного транспорта, увеличение внутренних утечек воздуха.

Переменные случайные факторы — это изменение установленной мощности рудника, порядка отработки шахтного поля, технологии горных работ, величины подсосов воздуха в поверхностных вентиляционных сооружениях и т. д.

Форму и величину амплитуды периодических изменений параметров проветривания значительно искажает влияние этих факторов. При прогнозе даже на несколько лет вперед учесть их не представляется возможным, поэтому целесообразно рассматривать данные факторы как случайные, а изменения рассматриваемых величин под их воздействием — случайными изменениями.

При случайных процессах существующие математические методы позволяют учитывать много факторов, но сложность расчетов при этом значительно возрастает. Стремление полнее учитывать факторы не всегда приводит к повышению точности аналитических расчетов, поскольку увеличивается количество необходимых исходных данных, усложняется математическая формулировка расчетных зависимостей, повышается порядок уравнений. Могут изменяться во времени и сами факторы, определяющие значение режимов работы вентиляторов. Происходят более резкие изменения технологии и интенсификации горных работ в связи с непрерывным и все ускоряющимся техническим прогрессом в горной промышленности.

Прогнозные расчеты характеризуются тем, что выполняются в условиях неполной информации о будущем и это обусловлено самим характером объекта прогноза.

Принимая во внимание изложенное, ограничимся рассмотрением статистических зависимостей вентиляционных параметров от одной величины. В этом случае сложное уравнение заменяется простым и наглядным. Точность и возможность использования результатов расчета для прогнозирования не ухудшается.

Такая модель и экстраполяция на ее основе наиболее надежна в условиях планового устойчивого роста добычи полезного ископаемого в период освоения производственных мощностей и затем в условиях плановой устойчивой добычи руды.

Приближенное представление о возможном влиянии данного фактора на величину подачи вентилятора (Q_v) или сопротивления вентиляционной сети позволит получить аппроксимация значений параметров вентиляционных режимов однофакторной моделью. Объем исходной информации при этом минимален, что особенно важно при прогнозных расчетах, когда неопределенность информации значительна и возрастает с увеличением сроков.

В работе [238] показано, что параметры, определяющие необходимый режим работы шахтных вентиляторов, меняются непрерывно случайным образом, поэтому математическая сторона задачи сводится к экстраполяции случайного процесса последовательности случайных значений величин, характеризующих случайный процесс изменений режимов работы вентиляторов.

Только тогда правомерна экстраполяция статистических характеристик случайных функций, когда случайный процесс обладает свойствами стационарности и эргодичности. Экстраполяция основана на аппроксимации имеющихся данных той или иной зависимости и расчете по ней значений функции в интересующей области значений аргумента. Она производится чаще всего с использованием полиномов первой и второй степени. Чем дальше экстраполируемая область находится от исследованной, тем больше вероятность ошибки.

Случайная функция $x(t)$ стационарна в широком смысле, если ее математическое ожидание постоянно:

$$m_x(t) = m_x = \text{const}, \quad (3.1)$$

а корреляционная функция зависит только от разности аргументов t_1 и t_2 :

$$K_x(t_1, t_2) = k_x(\tau), \quad (3.2)$$

где $\tau = t_1 - t_2$, т. е. является функцией одного переменного τ .

Как известно, корреляционная функция любой случайной функции обладает свойством симметрии. Свойством эргодичности стационарная случайная функция $x(t)$ обладает в том случае, если корреляционная функция $K_x(\tau)$ стремится к нулю при $(\tau) \rightarrow \infty$. Это требование означает, что влияние отклонения от математического ожидания на величину вентиляционного параметра неограниченно падает с увеличением числа лет, прошедших со времени

проявления этого отклонения. Выполнение этого условия для системы шахтного проветривания не вызывает сомнений. При решении практических задач часто суждение об эргодичности случайного процесса выполняется не на основе исследования поведения корреляционной функции при $\tau \rightarrow \infty$, а на основании физических соображений, связанных с существом процесса (его предположительной "разложимостью" или "неразложимостью" на элементарные процессы различного типа, появляющиеся с некоторыми вероятностями).

Процесс изменения шахтных вентиляционных режимов в общем случае не является стационарным случайным процессом, но его можно выразить через стационарную случайную функцию вида [39, 40, 275]

$$y(t) = x(t) + f(t), \quad (3.3)$$

где $x(t)$ — стационарная случайная функция; $f(t)$ — действительная неслучайная функция.

Тогда характеристики функции $y(t)$ будут выражаться следующими выражениями [93, 98, 100 и др.].

Математическое ожидание:

$$m_y(t) = m_x(t) + f(t). \quad (3.4)$$

Корреляционная функция:

$$K_y(t_1, t_2) = K_x(t_1, t_2), \quad (3.5)$$

где $K_x(t_1, t_2)$ — корреляционная функция стационарной случайной функции.

Дисперсия случайной функции $y(t)$:

$$D_y(t) = D_x(t) = K_x(0). \quad (3.6)$$

Нормированная корреляционная функция случайной функции равна:

$$r_y(t_1, t_2) = \frac{K_y(t_1, t_2)}{\sqrt{D_y(t_1)D_y(t_2)}} = \frac{K_x(t_1, t_2)}{K_x(0)} = r_x(t_1, t_2) \quad (3.7)$$

и совпадает с нормированной корреляционной функцией случайной функции $x(t)$.

По существу функция $r_y(t)$ представляет собой коэффициент корреляции между сечениями случайной функции, разделенными интервалом τ по времени. Значение $r_y(\tau)$ в начальной точке ($\tau = 0$), очевидно, равно единице, $r_y(0) = 1$.

Сказанное справедливо и в том смысле, когда мы имеем дело с функцией многих независимых переменных t_1, t_2, \dots, t_n [128]. Методы выделения из (3.3) действительной неслучайной функции $f(t)$ и получение при этом стационарной случайной функции описаны в работах [9, 128, 248 и др.].

В этом случае для предсказания будущего значения параметра можно использовать имеющиеся математические методы прогнозирования стационарных случайных процессов.

Применительно к системе шахтного проветривания возможно применение метода как статистического, так и вероятностно-статистического прогнозирования.

Оптимальное прогнозирование достигается в том случае, когда исходные данные (признаки) имеют нормальное распределение.

Ясно, что даже при наилучшем, оптимальном прогнозировании мы не можем рассчитывать на точное совпадение функций $y_i(t)$ и $y_i^*(t)$, случайный процесс всегда имеет некоторый непредсказуемый элемент "чистой случайности". Точность предсказания может быть оценена по величине вариации [102, 128, 274]:

$$v = \frac{\delta_{\text{вх}}}{x_{\text{в}}} 100[\%], \quad (3.8)$$

где $\delta_{\text{вх}}$ — выборочное среднее квадратичное отклонение от среднего значения; $x_{\text{в}}$ — выборочное среднее арифметическое значение ряда.

Однако даже при оптимальном предсказании случайных процессов вариация не равна нулю. Только при предсказании неслучайных детерминированных процессов (таких, например, как движение небесных тел) вариация может быть равна нулю: предсказываемая функция точно соответствует действительному процессу ($\delta_{\text{вх}} = 0, v = 0$).

Вопрос о количестве и качестве исходных данных имеет важное значение для регрессионного моделирования процессов изменения режимов работы шахтных вентиляторов. При оценке достоверности регрессионной модели, полученной из малой вы-

борки, требуется серия громоздких проверочных расчетов. Устаревшая и нетипичная информация прошлых лет не должна учитываться, так как это увеличивает вероятность получения нереальной модели процессов.

С учетом сказанного используется метод построения регрессионной модели процесса изменения режимов работы шахтных вентиляторов по среднеквартальным значениям их технологических параметров.

Исходные данные берутся по главным вентиляторам рудников, имеющих аналогичные условия отработки (рудников одного бассейна), за 5—7 лет, непосредственно предшествующих периоду прогноза. Для получения достоверной модели с высоким уровнем надежности объем выборки принимается в размере 140—170 (раздел 3.2) среднеквартальных значений исходных параметров.

С точки зрения математической статистики данные о производительности вентилятора и сопротивлении вентиляционной сети, взятые через равные интервалы времени, представляются как динамический временный ряд, в котором последовательные годы рассматриваются как последовательные наблюдения. Величины, формирующие ряд, зависимы друг от друга: каждый последующий член ряда полностью коррелирован с предшествующими. Следовательно, для динамических рядов корреляционная модель не соответствует условиям ее применения, однако в работах [112, 125] показано, что временной ряд можно представить регрессионной моделью. Коэффициенты регрессии — основные показатели ряда, а уравнение регрессии имеет вид

$$f(t) = a + blgt. \quad (3.9)$$

Отклонения от линии регрессии представляют собой стационарную случайную функцию

$$x(t) = y(t) - f(t). \quad (3.10)$$

Обработка результатов обычно производится по способу наименьших квадратов, применение которого для временных рядов имеет свои особенности, поскольку при этом основные предпосылки метода обычно не соблюдаются [101].

Проверка существенности вычисленных значений регрессии — важный этап прогнозных расчетов вентиляционных па-

раметров. При этом ее критерием является разность между выборочными и гипотетическими коэффициентами регрессии, выраженная в единицах стандартного отклонения коэффициента регрессии [158, 266]:

$$t_s = \frac{b - \beta}{S_b}, \quad (3.11)$$

где t_s — нормативный вероятностный коэффициент по распределению Стьюдента; b, β — соответственно вычисленный и гипотетический коэффициенты регрессии; $S_b = \sqrt{\frac{\sum Z_i^2}{N - 2}}$ — оценка

стандартного отклонения регрессии; Z_i — остаточные разности между оценкой по уравнению регрессии и действительным значением; N — число независимых членов ряда.

Необходимо учитывать, что последовательные значения остаточных разностей в действительности обычно автокоррелированы (не являются независимыми), а выводы для нормального распределения даются при условии независимости случайных величин.

Наиболее существенные искажения в оценках связаны с отклонениями, соответствующими авторегрессионной схеме первого порядка [101]:

$$Z_i = r_a Z_{i-1} \pm \varepsilon, \quad (3.12)$$

что соответствует простой цепи Маркова.

Как известно, один из способов выявления наличия автокорреляции в остаточных членах — вычисление самого коэффициента корреляции. Значения коэффициента автокорреляции отклонений первого порядка можно определить из выражения [118]

$$r_{a1} = \frac{\sum_{i=1}^n Z_i Z_{i-1}}{\sum_{i=1}^n Z_i^2}, \quad (3.13)$$

где Z_{i-1} — значения тех же величин отклонений, что и Z_i , только со сдвигом на один интервал, т. е. из одного ряда составляются

два, причем второй образуется посредством сдвига первоначального ряда относительно его самого каждый раз на один интервал. Таким образом, получаются последующие коэффициенты автокорреляции r_{a2}, r_{a3} и т. д.

Вычислив последовательно ряд r_{a1}, r_{a2}, r_{a3} , будем иметь значения нормальной автокорреляционной функции (3.7).

Для заданных уровней вероятности проверку существенности первых коэффициентов автокорреляции наиболее просто сделать по таблице [118], причем для r_{a2} можно пользоваться той же таблицей, что и для r_{a1} , только при этом граничное значение для r_{a2} следует брать при числе членов ряда в 2 раза меньшем.

Для простой цепи Маркова с состоянием Z_j не связана определенная вероятность P_j , но каждой паре (Z_t, Z_j) соответствует фиксированная условная вероятность $P_{t,j}$, т. е. если появилось значение Z_t , то вероятность осуществления в следующем наблюдении Z_j равна $P_{t,j}$. Необходимо также знать вероятность P_0 при нахождении Z_1 в начальном состоянии.

Тогда вероятность совместного исхода будет

$$P(Z_t, Z_j) = P_0 P_{t,j}. \quad (3.14)$$

Учитывая изложенное, значение остаточной величины можно выразить следующим образом:

$$Z_{i+1} = r_{a1} Z_i \pm \varepsilon, \quad (3.15)$$

где r_{a1} соответствует условной вероятности перехода; ε — независимая случайная часть отклонения.

Вероятность начального состояния $P_0 = 1$, поскольку считаем, что Z_1 известно.

Учитывая уравнения регрессии (3.9), посредством которого аппроксимируются тенденции процесса, можно записать в общем виде прогнозную формулу

$$Y_{i+1}^* = a + blgt + r_{a1} Z_i + r_{a2} Z_{i-1} \pm \varepsilon, \quad (3.16)$$

где Y_{i+1}^* — прогнозное значение функции для $i + 1$ момента времени; t — время, соответствующее $i + 1$ моменту времени; Z_i определяется по разности фактических $Y_i(t)$ и расчетных $f(t)$ значений в i -ый момент времени; Z_{i-1} определяется аналогично.

Все величины рассчитываются по исходной заданной выборке. Величину ε можно оценивать как среднеквадратичное откло-

нение, выполняя расчет для прошлого периода, где значения вычисленных параметров известны.

Моделирование процесса изменений режимов работы шахтных вентиляторов стационарным случайным процессом не следует понимать в том смысле, что прогнозируемое значение параметров работы вентиляторов зависит от их величин за предыдущий год и не зависит от значений данных параметров за более ранние годы. Стационарной случайной функцией моделируется только искусственно отдаленная часть процесса — остаточные величины. Основная же тенденция развития процесса моделируется уравнением регрессии. При этом вся модель учитывает как общую длительную тенденцию развития, так и более подвижную переменную — влияние кратковременных отклонений.

Следовательно, математическая модель динамического временного ряда представляется регрессионной моделью в сочетании со стационарным случайным процессом и случайной независимой составляющей, характеризуемой величиной среднеквадратичного отклонения. При этом прогнозируются только две составляющие: первая — уравнением регрессии, вторая — стационарным случайным процессом, третья при необходимости может моделироваться методом Монте-Карло.

3.2. ВОЗМОЖНЫЕ ВИДЫ ЗАВИСИМОСТЕЙ ПРИ ПРОГНОЗНЫХ РАСЧЕТАХ И СРОКИ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ

В зависимости от решаемой задачи и характера исходной информации при прогнозных расчетах значений параметров, определяющих режим работы главных вентиляторов, теоретически возможно рассматривать два вида регрессий.

1. Изменение значений параметров во времени:

$$Q, R = f(t). \quad (3.17)$$

2. Зависимость изменений данных параметров от технологических факторов:

$$Q = f(q); R = f(H_{III}), \quad (3.18)$$

где H_{III} , q — соответственно глубина и производительность рудника по горной массе.

Зависимость (3.17) — наиболее простая и общая форма изменения вентиляционных параметров. Она существенно отличает-

ся от зависимостей (3.18), не являющихся временным рядом. Даже при поверхностном анализе горно-геологических условий калийных рудников можно сделать вывод, что глубина любого конкретного рудника есть величина постоянная, т. е. залегание обрабатываемого пласта горизонтальное. Производительность рудника по горной массе — величина переменная (возрастающая) в период освоения проектной мощности рудника, соответствующий периоду 4—5 лет. В дальнейшем производительность рудника по руде также является величиной постоянной.

Реконструкция калийных рудников, как показывает опыт эксплуатации Верхнекамского и Старобинского месторождений, явление довольно редкое и совпадает с заменой морально устаревших главных вентиляторов (БКРУ-1, СКРУ-1, СгКРУ-1).

С учетом сказанного при прогнозных расчетах значений вентиляционных параметров, определяющих режим работы вентилятора, для калийных рудников целесообразно пользоваться зависимостями (3.17). Для расчета по ним требуется меньшее количество исходной информации (значения изучаемых параметров по годам за прошедший достаточно продолжительный период).

При использовании выбранного нами метода для прогнозных расчетов непременно возникает вопрос о том, на какой срок их вести. В нашем случае (например, с учетом двадцатипятилетнего срока службы шахтных вентиляторов) необходимо долгосрочное прогнозирование (как минимум 15—20 лет). Поэтому с точки зрения сроков прогноза необходимо сделать ряд замечаний о применении описанного метода.

Его применение целесообразно, если требуется определить не только значение прогнозируемой величины на какой-то период времени, но и ход развития процесса.

Для приведенного метода справедливо и то утверждение, что с увеличением срока прогноза точность его снижается. Однако ценным здесь представляется тот факт, что при применении этого метода необходимо тщательно исследовать развитие процесса в прошлом, а значит, более уверенно предопределять его развитие в будущем и устанавливать приемлемые сроки прогноза во избежание крупных ошибок. Длительность и точность прогноза существенно зависят от свойств процесса. Если процесс изменяется во времени равномерно без резких колебаний, то существует большая уверенность в том, что он будет развиваться таким же образом и в будущем.

Основанием правомерности долгосрочного прогнозирования является предположение, что в прогнозируемом периоде развитие горнодобывающей промышленности будет идти в соответствии с выявленными тенденциями, причем революционного изменения в технологии, организации труда, средствах механизации не произойдет.

Прежде чем приступить к статистическому анализу такого сложного объекта, как ВУГП, необходимо решить вопрос, какой должен быть объем частичной совокупности, чтобы с определенной вероятностью можно было бы считать, что отклонение от действительного значения изучаемого параметра не превышает некоторой допустимой ошибки. Исходными данными для этого являются: коэффициент вариации v , допустимая величина погрешности δ и заданный уровень вероятности β (обычно $\beta = 0,95$).

При анализе технологических показателей работы главных вентиляторов калийных рудников за период 1968—1980 гг. нами установлено, что максимальный коэффициент вариации составлял 12 и 17 % соответственно для относительных значений подачи вентиляторов и сопротивления вентиляционных сетей.

Обычно в рудничной вентиляции при измерении расхода воздуха допустимая величина погрешности не превышает 3 %, а при определении сопротивления вентиляционной сети — 5 % [261]. Используя номограмму достаточно больших чисел [197], получили минимально допустимый объем выборки, он составляет: для подачи — 100, для сопротивления вентиляционной сети — 75.

3.3. ПРАКТИЧЕСКОЕ ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ПРОГНОЗНЫХ РАСЧЕТОВ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

При выборе аппроксимирующей функции для прогнозных расчетов основное внимание должно уделяться логическим обоснованиям предполагаемого хода развития процесса. Функция должна быть более простого вида, что существенно уменьшит возможность получить большую ошибку.

На рис. 3.1 приведены графики изменения относительного значения подачи вентиляторов и сопротивления вентиляционной сети Верхнекамских калийных рудников во времени.

Статистические данные о значениях этих параметров получены на основании материалов служб вентиляции рудников и ре-

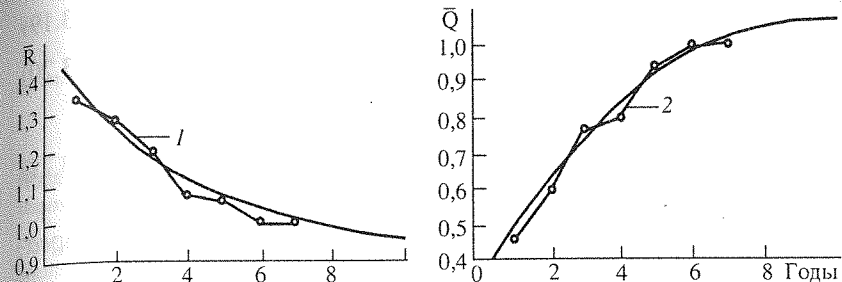


Рис. 3.1. Зависимость $R = f(t)$ (1), $Q = f(t)$ (2) для Верхнекамских калийных рудников и аппроксимирующие их линии регрессий

зультатов воздушно-депресссионных съемок, периодически проводимых на рудниках силами Пермского технического университета, Горного института УрО РАН (Верхнекамское месторождение) и Белорусского филиала ВНИИГа (Старобинское месторождение). Объем выборки при этом составил по 200—240 среднеквартальных значений параметров.

В работе [274] приведены данные исследований по прогнозированию вентиляционных режимов шахт при постоянном устойчивом росте добычи полезного ископаемого. Уравнения регрессии выражались кривыми второго порядка.

Для условий “широких” калийных рудников такой подход прогнозирования вентиляционных режимов при постоянном устойчивом росте добычи руды неприемлем, поскольку рост добычи полезного ископаемого наблюдается в период освоения мощности рудника и соответствует периоду 3—6 лет. Затем наблюдается длительный период устойчивой добычи руды, когда фронт ведения горных работ расширяется, количество выработок с диагональными соединениями растет, в связи с чем аэродинамическое сопротивление непосредственно самого рудника (горных выработок) уменьшается, а подземные утечки воздуха увеличиваются. Поэтому для прогнозирования режимов работы ВГП калийных рудников (с учетом анализа статистических данных об их режимах работы за рассмотренный период и логических обоснований) в качестве аппроксимирующих наиболее приемлемы уравнения логарифмических кривых (как для подачи вентилятора, так и для сопротивления вентиляционной сети) [39, 40]:

$$\bar{Q}(t) = a_1 + b_1 \lg t, \quad (3.19)$$

$$\bar{R}(t) = a_2 + b_2 \lg t, \quad (3.20)$$

$$\bar{Q} = \frac{Q_i \pm n}{Q_i}; \quad \bar{R} = \frac{R_i \pm n}{R_i}, \quad (3.21)$$

где Q_i, R_i — значения параметров в году, непосредственно предшествующем прогнозу.

Так как абсолютные значения подачи вентиляторов и сопротивления вентиляционной сети рудников могут значительно отличаться, то такая оценка степени из изменчивости, на наш взгляд, наиболее удобна при прогнозных расчетах.

Конкретно для условий Верхнекамских калийных рудников уравнения регрессии (3.19, 3.20) будут иметь вид [39, 40]:

$$\bar{Q}(t) = 0,4039 + 0,7337 \lg t, \quad (3.22)$$

$$\bar{R}(t) = 1,3722 - 0,4390 \lg t. \quad (3.23)$$

Проверка гипотезы о нормальном законе распределения остаточных величин Z_i для параметров проветривания (Q_i, R_i) главных вентиляторов Верхнекамских калийных рудников показала ее правомерность. Степень согласования эмпирического и теоретического распределений определялась по критерию согласия х-квадрат (Пирсона) и Колмогорова. Поэтому для проверки существенности вычисленных коэффициентов регрессии можно пользоваться уравнением (3.11) и вычисленные способом наименьших квадратов значения этих коэффициентов будут иметь наиболее вероятное значение.

Для практических расчетов также необходимо выяснить:

1. В какой мере вычисленные значения коэффициентов автокорреляции соответствуют нормированной корреляционной функции стационарного процесса и сколько следует вычислять коэффициентов автокорреляции.

2. Устойчивость вычисленных значений коэффициентов автокорреляции.

При решении первого вопроса рассчитаны значения нормированной автокорреляционной функции остаточных случайных величин Z_i для рассматриваемых параметров проветривания калийных рудников. Расчеты выполнялись по (3.13) [118] (табл.

Таблица 3.1

Значения автокорреляционной функции для остаточных величин

Параметр	Вид зависимости	Значения автокорреляционной функции $\tau = t_1 - t_2 = 1$ год		
		r_{a1}	r_{a2}	r_{a3}
Подача воздуха вентилятором	$Q = f(t)$	+0,0595	+0,0382	-0,0405
Сопротивление вентиляционной сети	$R = f(t)$	-0,1292	-0,1370	+0,3485

3.1). По данным таблицы сделано следующее заключение. Рассчитанные значения согласуются с известными свойствами функций нормированных автокорреляционных и стационарных случайных [248]:

а) нормированная автокорреляционная функция не превосходит по модулю единицу

$$r_{at}(\tau) \leq r_{at}(0); \quad (3.24)$$

б) нормированная автокорреляционная функция одного аргумента хорошо аппроксимируется формулой вида

$$r_{at}(\tau) = \exp - \alpha(\tau) \frac{\cos(\omega_0(\tau) + \varphi)}{\cos \varphi}, \quad (3.25)$$

а это означает, что является затухающим колебательным процессом. Принимая во внимание тот факт, что ряд данных сравнительно небольшой ($N = 24$), для практических расчетов достаточно определять значения только первого коэффициента автокорреляции.

Для решения второго вопроса, т. е. насколько сильно влияет увеличение числа членов ряда на значение вычисленного коэффициента корреляции, выполнены расчеты нормированной автокорреляционной функции для изменяющейся длины ряда (путем последовательного отбрасывания последних значений отклонений Z_i). Посредством этой операции происходило смещение нахождения разности аргументов ($t_1 - t_2$) в исследуемом интервале.

Как видно из табл. 3.2, значения r_{a1}, r_{a2} достаточно стабильны и изменяются в относительно небольших пределах. Поэтому при

Таблица 3.2

Значения автокорреляционной функции для остаточных величин связи $Q = f(t)$, $R = f(t)$ в зависимости от положения разности аргументов внутри исследуемого ряда

№ п/п	Сдвиг членов ряда	Подача воздуха вентилятором		Сопротивление вентиляционной сети	
		$r_{q1}(t)$	$r_{q2}(t)$	$r_{r1}(t)$	$r_{r2}(t)$
1	i	+0,0595	+0,0382	-0,1292	-0,1378
2	i + 1	+0,0531	+0,0344	-0,1297	-0,1431
3	i + 2	+0,0646	+0,0301	-0,1325	-0,1193
4	i + 3	+0,0498	+0,0317	-0,1353	-0,1157

Таблица 3.3

Результаты прогнозных расчетов режимов работы ВГП калийных рудников СКРУ-1 и БКРУ-2

Значение параметра в 1981 г.	Прогнозные значения параметров по годам		
	1985	1989	1993
<i>Рудник СКРУ-1</i>			
Подача ВГП 400 м ³ /с	456	495	524
Сопротивление вентиляционной сети 0,011438 Нс ² /м ⁸	0,010453	0,009778	0,009226
<i>Рудник БКРУ-2</i>			
Подача ВГП 380 м ³ /с	412	437	456
Сопротивление вентиляционной сети 0,012742 Нс ² /м ⁸	0,011919	0,011291	0,010784
Значение параметра в 1981 г.	Прогнозные значения параметров по годам		
	1997	2001	2005
<i>Рудник СКРУ-1</i>			
Подача ВГП 400 м ³ /с	548	568	585
Сопротивление вентиляционной сети 0,011438 Нс ² /м ⁸	0,008847	0,008497	0,008297
<i>Рудник СКРУ-2</i>			
Подача ВГП 380 м ³ /с	473	487	500
Сопротивление вентиляционной сети 0,012742 Нс ² /м ⁸	0,010358	0,009992	0,009466

практических расчетах нет необходимости рассчитывать z_a каждый раз с прибавлением нового члена ряда, такие пересчеты достаточно выполнять через 3—5 лет.

Учитывая сказанное, на схеме приведем общий алгоритм экстраполяции процесса изменений режимов работы шахтных вентиляторов как динамического временного ряда.

В соответствии с предложенным алгоритмом решим задачу прогнозирования вентиляционных режимов работы ВГП калийных рудников СКРУ-1 и БКРУ-2. Пункты 1—3 алгоритма выполнены ранее (см. рис. 3.1, уравнения 3.22, 3.23, табл. 3.1, 3.2).

По табл. 20.3 [118] находим, что при данной выборке ($N = 24$, наблюдения за 6 лет, предшествующих прогнозу) величина r_{a1} меньше по абсолютной величине, чем $-0,3630$; $+0,2790$ может наблюдаться лишь в пяти случаях из ста, так что полученная величина $r_{a1} = +0,0595$ для подачи воздуха вентиляторами и $r_{a1} = -0,1292$ — для сопротивления вентиляционной сети показывает ее неустойчивость для данных параметров и, следовательно, при их прогнозных расчетах составляющие стационарного случайного процесса (пункт 6 алгоритма) можно не учитывать.

Согласно (3.11), табл. 11 [266] и рис. 2 [125], убеждаемся в ответственности вычисленных коэффициентов регрессий (3.22, 3.23).

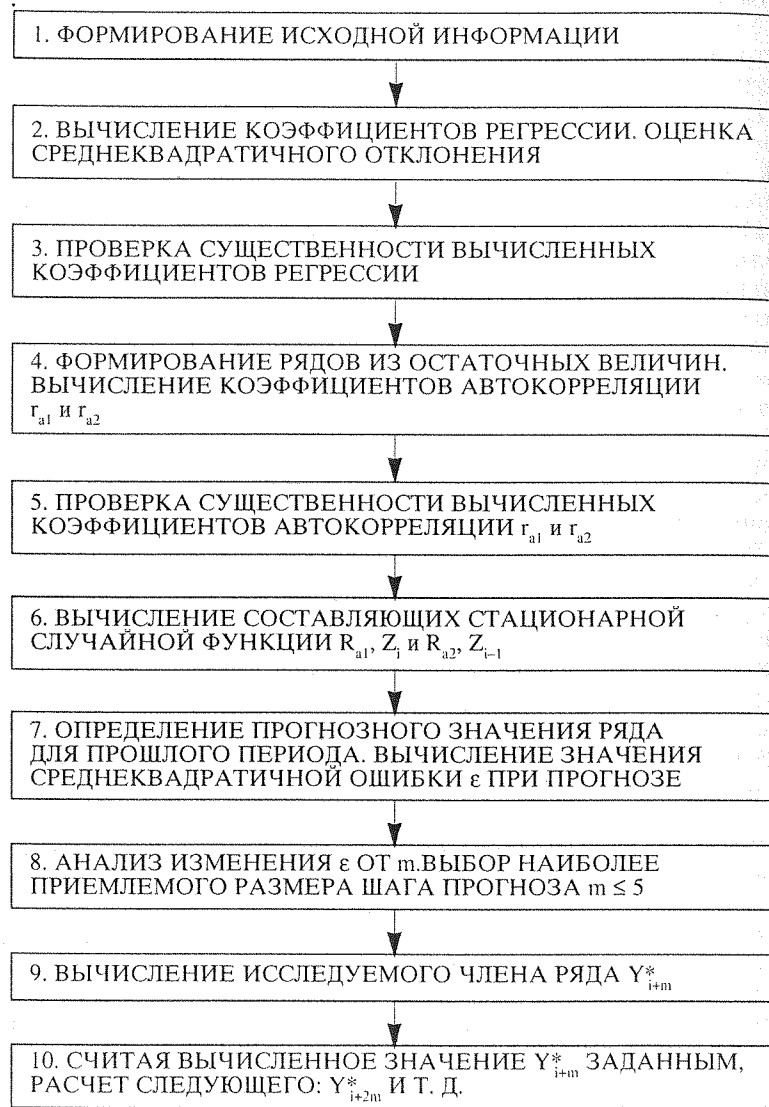
Результаты расчетов по пунктам 7, 8 [128] алгоритма показали, что оптимальный размер шага при прогнозе — четыре года для подачи воздуха вентилятором и сопротивления вентиляционной сети. Окончательные результаты вычислений (пункты 9, 10 [128]) приведены в табл. 3.3.

Прогнозные значения режимов работы ВГП на 1997 г. соответствуют действительным (ошибка прогноза 2—4 %). На ВГП рудника БКРУ-2 для увеличения подачи лопатки рабочего колеса удлиненны гибкими элементами (имелся запас по мощности).

Анализ прогнозных режимов работы главных вентиляторов калийных рудников удостоверяет, что не все существующие главные вентиляторы способны покрыть прогнозные вентиляционные режимы, однако расчет вентиляционных сетей с поверхностными и подземными источниками тяги показывает, что в этом случае можно значительно снизить внутренние утечки воздуха и произвести необходимое воздухораспределение в рудничной вентиляционной сети по рабочим зонам [53, 97, 135, 134, 202, 203, 250].

В качестве подземных источников тяги могут использоваться подземные вспомогательные вентиляторные установки глав-

Алгоритм экстраполяции процесса изменений режимов работы главных вентиляторов



ного проветривания (ПВВУГП) для проветривания крыла шахтного поля или горизонта, передвижные подземные вентиляторные установки (ППВУ) и подземные вспомогательные вентиляторные установки (ПВВУ) для проветривания панели, блока или рабочей зоны (главы 4—6).

3.4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОГНОЗНЫХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ВЕРХНЕКАМСКИХ КАЛИЙНЫХ РУДНИКОВ

Цель предлагаемой методики — дать наиболее вероятные режимы работы ВГП на срок его эксплуатации, т. е. на 20—25 лет, на основе вероятностного прогнозирования изменений режимов работы главных вентиляторов на этот срок, что послужит базой для выбора оптимального главного вентилятора при проектировании.

Расчет по предлагаемой методике позволит относительно более простым способом учитывать не только общую тенденцию развития шахтной вентиляционной сети, но и величину подсосов воздуха в поверхностных вентиляционных сооружениях, чего, к сожалению, не делают при расчете шахтной вентиляционной сети по существующим методам, так как расчет ограничивается стволами и горными выработками, а на подсосы (утечки воздуха) в поверхностных вентиляционных сооружениях берется определенный процент от количества воздуха, поступающего в рудник, или от производительности главного вентилятора. Таким образом, вентиляционные каналы, переключающие устройства, надшахтное здание, резервный вентилятор выпадают из конкретного расчета, хотя подсосы (утечки) воздуха в поверхностном комплексе вентиляционного ствола и режимы движения, по которым они происходят, оказывают существенное влияние на режим работы главного вентилятора.

Поэтому учет подсосов (утечек) воздуха в поверхностных вентиляционных сооружениях и аэродинамических процессов, по которым они проходят, позволит более точно выбирать главный вентилятор при проектировании и корректировать его режим работы при эксплуатации.

С учетом сказанного ниже приводятся алгоритм зависимости и порядок расчета для определения прогнозных режимов работы главных вентиляторов.

1. Путем анализа изменения относительного значения подачи вентилятора и сопротивления вентиляционной сети во времени определяются характер развития процесса и вид аппроксимирующих уравнений для определенного месторождения или группы шахт, аналогичных по условиям отработки.

Для Верхнекамских калийных рудников, где отработка шахтных полей рудников ведется от центра к границам, в качестве аппроксимирующих уравнений наиболее приемлемы уравнения логарифмических кривых как для подачи вентилятора, так и для сопротивления вентиляционной сети:

$$\bar{Q}(t) = a_1 + b_1 \lg t;$$

$$\bar{R}(t) = a_2 + b_2 \lg t$$

или

$$\bar{Q}(t) = 0,4039 + 0,7337 \lg t; \quad (3.26)$$

$$\bar{R}(t) = 1,3722 - 0,4390 \lg t, \quad (3.27)$$

где t — время, для которого делается прогнозный расчет.

2. Строятся графики кривых (3.26) и (3.27) и наносятся на них действительные режимы работы главного вентилятора в относительных единицах и формируются ряды из остаточных величин Z_i , где Z_i — остаточные разности между оценкой по уравнению регрессии (3.26) или (3.27) и действительным значением, причем значения действительных режимов работы главного вентилятора берутся как средние значения за квартал.

3. Вычисляются коэффициенты корреляции r_{a1} и r_{a2} (см. предыдущий раздел).

4. При устойчивости полученных по наблюдениям r_{a1} и r_{a2} для сопротивления вентиляционной сети и подачи вентилятора вычисляются составляющие стационарной случайной функции $r_{a1}Z_i$ и $r_{a2}Z_{i-1}$.

При неустойчивости r_{a1} и r_{a2} при прогнозных расчетах параметров режимов работы главных вентиляторов составляющие случайного процесса ($r_{a1}Z_i$ и $r_{a2}Z_i$) можно не учитывать.

Следует иметь в виду, что устойчивыми коэффициенты автокорреляции будут в том случае, если их величина, полученная по наблюдениям, будет больше значений, вычисленных по таблице [118].

5. Определяются прогнозные значения ряда для прошлого периода по формуле

$$Y_{i-1}^* = a + b \lg t + r_{a1}Z_i + r_{a2}Z_{i-1}. \quad (3.28)$$

Затем вычисляется величина среднеквадратичной ошибки при прогнозе:

$$\varepsilon = (Y_{i-1} - Y_{i-1}^*), \quad (3.29)$$

где Y_{i-1} — известные действительные значения параметров в прошлом периоде.

6. Анализируется изменение ε от шага прогноза. Выбирается наиболее приемлемый шаг прогноза, но он не должен быть более пяти лет ($m \leq 5$).

7. Вычисляется значение исследуемого члена ряда по формуле

$$Y_{i+m}^* = a + b \lg t + z_{a1}Z_i + z_{a2}Z_{i-1} \pm \varepsilon. \quad (3.30)$$

8. Считая, что Y_{i+m}^* задано, рассчитывается Y_{i+2m}^* и т. д.

Имея в наличии наиболее вероятные прогнозные значения режимов работы ВГП на срок его эксплуатации, выбирается наиболее выгодный вентилятор по экономическим соображениям [82, 83, 211].

4. ПОДЗЕМНЫЕ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

4.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Основным узлом в системе проветривания подземных горных выработок шахт и рудников являются вентиляторные установки главного проветривания (ВУГП), расположенные, как правило, вблизи вентиляционного ствола, с которым они соединяются подводными вентиляционными каналами.

В производственных условиях, как показывает опыт эксплуатации шахтных вентиляторов различных серий и марок, не всегда используются их высокие аэродинамические качества, заложенные в аэродинамических схемах. Режимы работы вентиляторных установок (ВУ) — переменные величины, изменяющиеся во времени, кроме того, они являются таковыми из-за ошибок при проектировании (по выбору типоразмеров или частоты вращения рабочего колеса), а также недоучета как внешних, так и внутришахтных утечек воздуха. Поэтому с максимальным статистическим КПД ВУ работают редко. Режимы их работы могут даже не входить в зону промышленного использования по фактору экономичности [63—66, 84, 152, 172, 174, 175, 209, 244, 267, 293].

Низкий эксплуатационный КПД ВУ приводит к значительным непроизводительным затратам, так как ВУГП являются одними из основных потребителей электроэнергии на горных предприятиях [28, 152, 175, 293 и др.].

При работе многих ВУГП низкий КПД обусловлен значительной величиной внешних утечек воздуха, достигающей в отдельных случаях 60 % и более от производительности ВУ [259], на что расходуется более 60 % электроэнергии, затрачиваемой на работу ВУГП.

Борьба с внешними утечками воздуха затруднительна как на вентиляционных стволах, используемых для выдачи полезного

ископаемого, спуска-подъема грузов, так и на чисто вентиляционных стволах. Даже на вновь вводимых ВУГП достичь нормативной величины внешних утечек воздуха не удается, т. е. не обеспечивается надежность поверхностного комплекса вентиляционного ствола [138].

Важность решения этой задачи возрастает, если учитывать, что на ряде шахт и рудников на ВУГП используются одни из самых мощных в мире вентиляторов (ВРЦД-4, 5, ВОД-50, ВОД-40, ВЦД-47 “Север”, ВЦД-47У) с мощностью приводного двигателя до 6000 кВт.

Существующие методы снижения подсосов воздуха малоэффективны, поэтому актуальная задача сегодняшнего дня — эффективное сокращение внешних утечек воздуха.

Кроме того, многие шахты и рудники имеют весьма разветвленные вентиляционные сети с большим количеством как параллельных, так и диагональных соединений, что обуславливает значительные внутренние утечки воздуха. Воздухораспределение в таких вентиляционных сетях только при помощи поверхностной ВУГП весьма проблематично и, как правило, неудовлетворительно.

Одним из путей сокращения внутрирудничных утечек воздуха и исключения внешних является использование подземной вспомогательной вентиляторной установки главного проветривания (ПВВУГП) вместо ВУГП, расположенной на поверхности [164]. В этом случае может быть использован вентилятор меньшего типоразмера, который будет работать с большей эффективностью.

Вторым направлением может быть использование ПВВУГП (одной или нескольких), работающих совместно с ВУГП, расположенной на поверхности, и обеспечивающих необходимое воздухораспределение в масштабных сетях (крыльях шахтного поля, либо по горизонтам). Производительность ПВВУГП в этом случае должна быть в 2—3 раза ниже производительности ВУГП.

Третьим направлением может быть использование ПВВУГП, работающих совместно с ВУГП, расположенной на поверхности, и обеспечивающих необходимое воздухораспределение в локальных сетях (в пределах рабочей зоны — панели, блока, лавы и т. п.), т. е. производительность ПВВУГП в этом случае должна быть достаточной для проветривания локальной сети. Четвертым может быть комбинирование второго и третьего направлений использования ПВВУГП; пятым — ПВВУГП

без ВУГП, т. е. в качестве главной и подземной ВУ, обеспечивающих необходимое воздухораспределение в пределах рабочей зоны, в этом случае используются ПВВУГП двух типоразмеров.

Размещение вентиляторных установок в подземных условиях имеет особенности их пространственного размещения и компоновки составных частей, что может положительно сказаться на их аэродинамических схемах и технико-экономических показателях при доставке свежего воздуха на рабочие места [42—46, 164, 208, 209, 230, 244, 272].

Учитывая изложенное, необходимо разработать методику исследования компоновки ПВВУГП в целях оптимизации конструктивных элементов ВУ по аэродинамическим и горно-геологическим условиям.

4.2. МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ КОМПОНОВКИ ПОДЗЕМНЫХ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ (ПВВУГП)

Независимо от того, используется ПВВУГП в качестве главной или вспомогательной установки, особенности ее конструкций и аэродинамических показателей не меняются. Это ярко выражается при проектировании ПВВУГП. Основная особенность — компоновка узлов и устройств вентиляторной установки.

Настоящая методика составлена в целях получения оптимальных вариантов компоновки узлов и устройств ПВВУГП для различных условий эксплуатации их на шахтах и рудниках.

4.2.1. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ

Объектом исследования является ПВВУГП, используемая в качестве как главной, так и вспомогательной. Установки состоят из двух вентиляторов — рабочего и резервного, электроприводов, пускорегулирующей аппаратуры, аппаратуры автоматизации, устройств и приспособлений для реверсирования воздушной струи и переключения вентиляторов, строительных сооружений и др. Отличительная особенность ПВВУГП: часть строительных сооружений и элементов установок выполняется в ус-

тойчивом массиве горных пород без ухудшения аэродинамических качеств, иногда с некоторыми изменениями аэродинамических схем. Подземное расположение ВУ позволяет с малыми затратами использовать эффекты эжекции воздушной струи, что до сих пор не нашло широкого применения при проветривании рудников с большим эквивалентным отверстием.

4.2.2. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

Цель исследования — получение оптимальных вариантов (алгоритмов) компоновки узлов и устройств ПВВУГП для различных условий эксплуатации их на шахтах и рудниках. Задачи исследований ПВВУГП: анализ составных элементов, взаимосвязи элементов, горно-геологических условий для применения, схем подключения к вентиляционной сети рудника, схем компоновки узлов и устройств, а также разработка алгоритма проектирования для конкретных горно-геологических условий и вентиляционных сетей.

4.2.3. СОСТАВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ПВВУГП

Анализ составных элементов ПВВУГП производится в сравнении с элементами вентиляторных установок, расположенных на дневной поверхности (схема 4.1). Часть элементов в ПВВУГП отсутствует, а часть приобретает новое качество, причем некоторые элементы могут быть выполнены из массива горных пород. Некоторые элементы могут присутствовать только в ПВВУГП, а выполнение их для ВУ на поверхности нецелесообразно или невозможно.

4.2.4. ВЗАИМОСВЯЗЬ ЭЛЕМЕНТОВ ПВВУГП

ПВВУГП, как и ВУГП на поверхности, должна составлять одно целое в комплексе аэродинамических качеств, отвечающих определенной аэродинамической схеме. На сегодняшний день строительство ПВВУГП осуществляется с явным копированием всех элементов поверхностных ВУ, чтобы соблюсти особенности уже существующих аэродинамических схем, хотя в ряде случаев это не всегда оправдано. В подземных условиях в целике

Схема 4.1

Сравнение ВУГП и ПВВУГП по основным элементам



горных пород можно осуществлять компоновочные схемы, обладающие лучшими, чем на поверхностных ВУ, аэродинамическими качествами с исключением ряда строительных и монтажных работ. Это обуславливается, как правило, возможностями в пространственном измерении (по длине выработок) и стесненными условиями по созданию больших площадей обнажения при достаточной устойчивости выработок.

4.2.5. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

В отличие от ВУ, расположенной на дневной поверхности, ПВВУГП является горно-техническим сооружением со специфическими особенностями, поэтому немаловажен принцип подхода к выбору места расположения ПВВУГП в горном отводе шахтного поля. Факторы, влияющие на выбор места сооружения ПВВУГП, неоднозначны и в разных ситуациях преобладающее значение может быть отдано одному или совокупности факторов, определяющих как эффективность работы ВУ, так и надежность ее эксплуатации.

Перечислим факторы, влияющие на выбор места расположения ПВВУГП:

- горно-геологические условия, обеспечивающие устойчивость сооружений на весь срок службы;
- изготовление некоторых элементов ВУ и самих вентиляторов, входящих в установку, из массива окружающих горных пород;
- расположение в вентиляционной сети с максимальной эффективностью проветривания рабочих зон на весь срок службы рудника;
- адаптация к различным условиям с учетом продвижения фронта горных работ;
- условия эксплуатации (пылевой, тепловой, влажностный режимы);
- устойчивость сооружений при ведении горных работ в непосредственной близости (надработка, подработка);
- потери полезного ископаемого, связанные с оставлением защитных целиков или с выполнением в массиве горных пород непродуктивной толщи;
- моделирование нештатных и аварийных ситуаций с точки зрения надежности выполнения основных функций.

4.2.6. СХЕМЫ ПОДКЛЮЧЕНИЯ ПВВУГП К ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ

ПВВУГП может быть подключена к вентиляционной сети следующим образом:

- в разрыв основных вентиляционных выработок;
- посредством сопрягаемых с вентиляционными штреками выработок, этот способ дает широкие возможности по расположению ПВВУГП относительно вентиляционных выработок в горизонтальной и вертикальной плоскостях;
- вблизи воздухоподающих стволов (околоствольный двор);
- вблизи вентиляционного ствола;
- на крыльях шахтного поля или погоризонтно;
- в выработках рабочих зон (панелей, блоков, лав и т. п.).

4.2.7. КОМПОНОВКА ПВВУГП

Компоновка узлов и устройств ПВВУГП выполняется применительно к конкретным горно-геологическим условиям (схема 4.2) и условиям конкретной вентиляционной сети (схема 4.3), они могут быть следующие.

1. Для общешахтной вентиляционной сети, либо сетей крыла шахтного поля, либо одного горизонта:

- устанавливаются два вентилятора — рабочий и резервный;
- возможен запуск одновременно двух вентиляторов в аварийных режимах;
- подача не менее 60 % воздуха в реверсивном режиме;
- наличие обводного канала для реверсирования воздушной струи;
- устанавливается камера для осаждения пыли и повышения статического давления в вентиляционной сети;
- работает камера вентиляторов в разрыве вентиляционных выработок;
- наличие камеры вентиляторов, расположенной в наиболее приемлемом месте и подключенной к вентиляционной сети посредством соединяющих выработок.

2. Для сети, состоящей из рабочей зоны (панели, блока, лавы и т. п.) и работающей совместно с другими ВУ:

- устанавливается в воздухоподводящих либо в вентиляционных выработках;

- с эжектирующим эффектом;
- через перемычку;
- без перемычки.

4.3. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ СХЕМ КОМПОНОВКИ ПВВУГП

Компоновки узлов и устройств ПВВУГП выполняются с учетом особенностей горно-геологических условий и вентиляционной сети.

Как отмечалось выше, компоновка ПВВУГП может быть:

- а) для общешахтной вентиляционной сети; крыла шахтного поля; одного горизонта;
- б) для рабочей зоны (панели, блока, лавы и т. п.).

Каждая из этих компоновок может иметь значительное количество вариантов, причем в каждом конкретном случае должен решаться вопрос о применении той или другой компоновки, а затем и варианта.

Компоновка ПВВУГП с осевыми вентиляторами может быть выполнена с реверсированием воздушной струи за счет как изменения направления вращения ротора вентилятора, так и обводных каналов и переключающих устройств. Во втором случае производительность вентиляторов практически остается на уровне прямой работы. Это может иметь положительное значение при изменении схем проветривания участков шахтного поля.

Отдельные элементы ПВВУГП, как показал анализ, возможно выполнять в массиве горных пород без ухудшения их аэродинамических качеств по сравнению с ВУ, расположенными на поверхности.

Часть элементов в ПВВУГП упраздняется, но могут появиться и новые элементы, не присущие поверхностным ВУ.

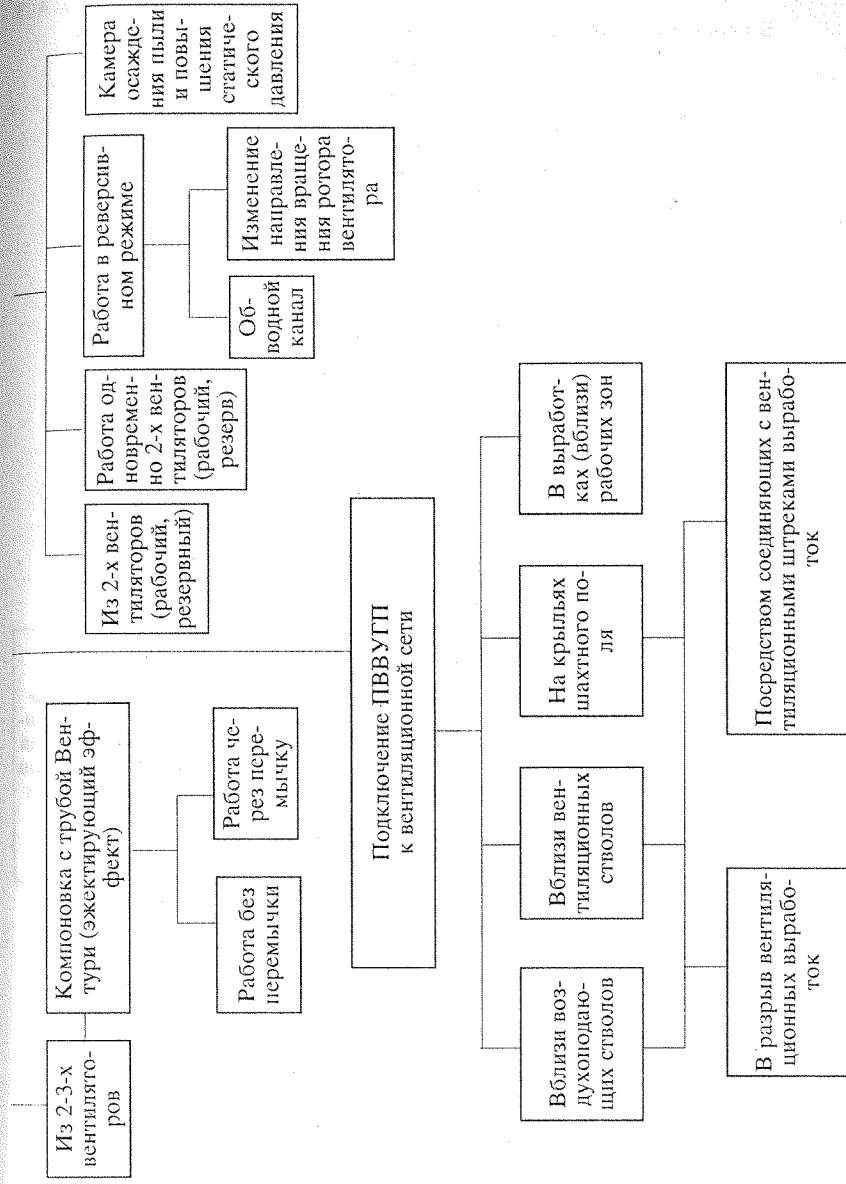
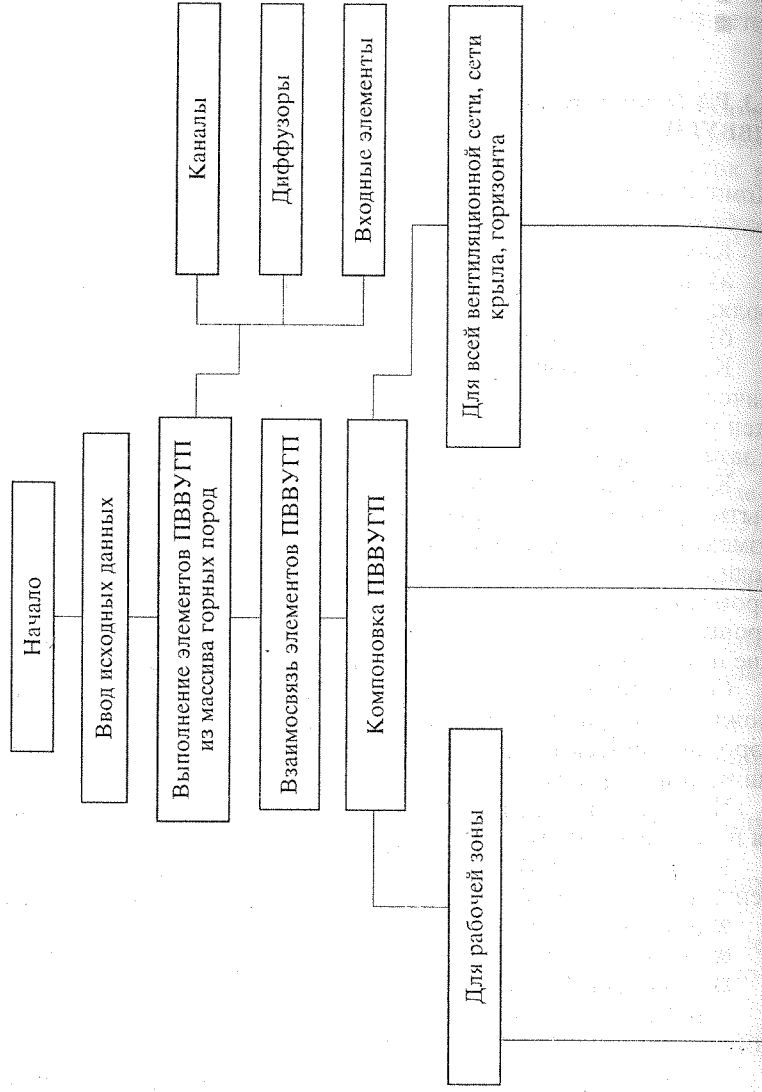
Компоновка ПВВУГП с камерами большого сечения перед вентиляторами может выполнять ряд положительных функций:

- повышение статического давления;
- снижение удельной концентрации вредных газов;
- осаждение пыли.

Для условий калийных рудников разработаны такие схемы компоновки ПВВУГП (рис. 4.1—4.6).

Отличие от показанных выше компоновок имеет схема компоновки ПВВУГП для рабочей зоны, которая имеет небольшие габаритные размеры, устанавливается на воздухоподводящих

Блок-схема алгоритма проектирования ПВВУГП с учетом горно-геологических условий



Блок-схема алгоритма расчета вентиляционных сетей с ПВВУГП

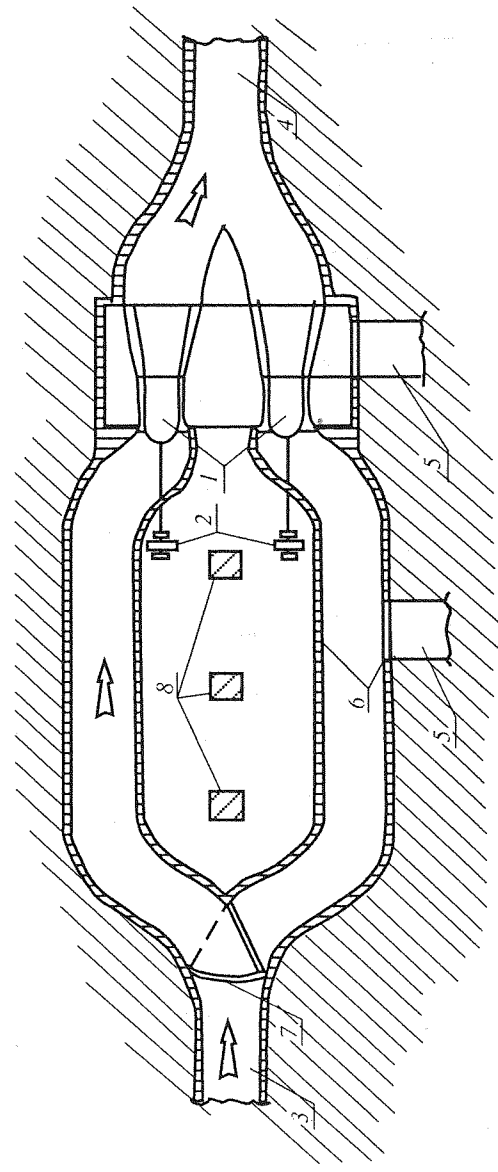
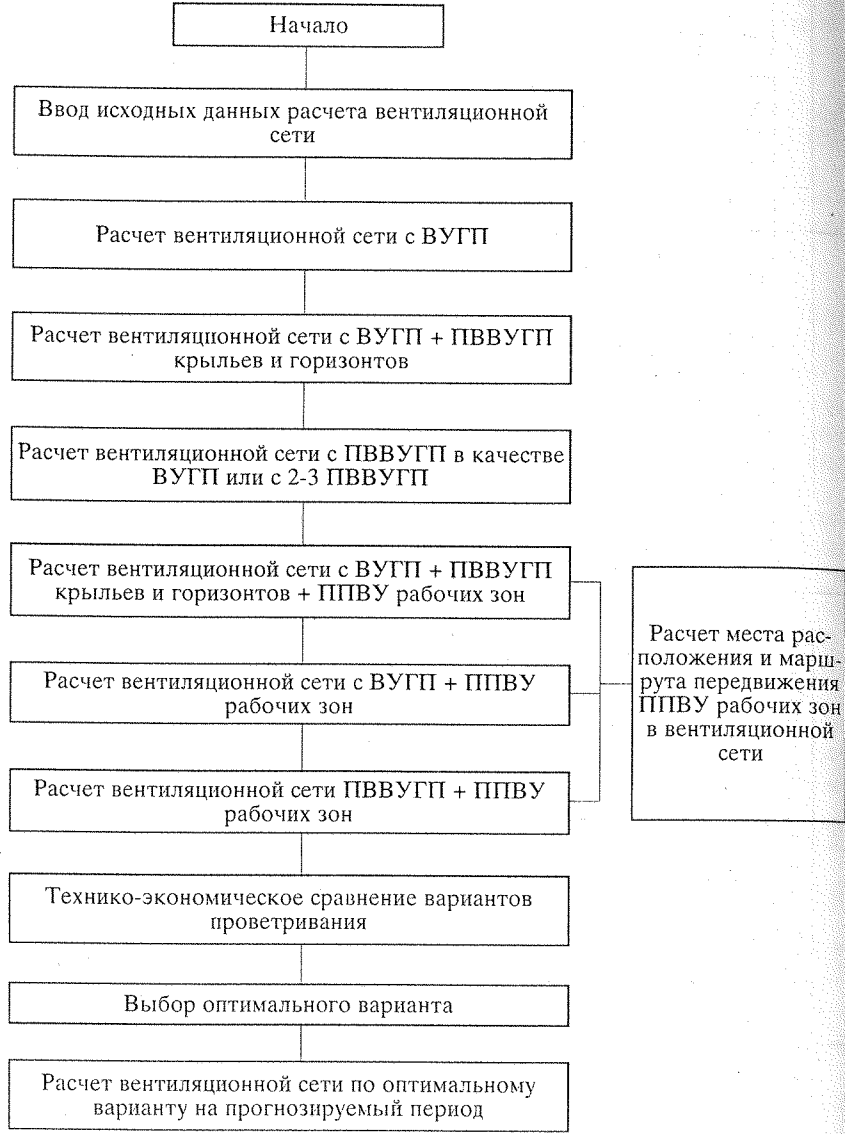


Рис. 4.1. Схема компоновки ПВВУГП рудника СКРУ-1 АО "Сильвинит" с осевыми вентиляторами ОДВ-2, 8. / — вентилятор, 2 — электродвигатель, 3 — формирующий канал, 4 — открывающий канал, 5 — монтажная скобка, 6 — монтажный проем, 7 — стык перекрытия, 8 — бетонные опоры

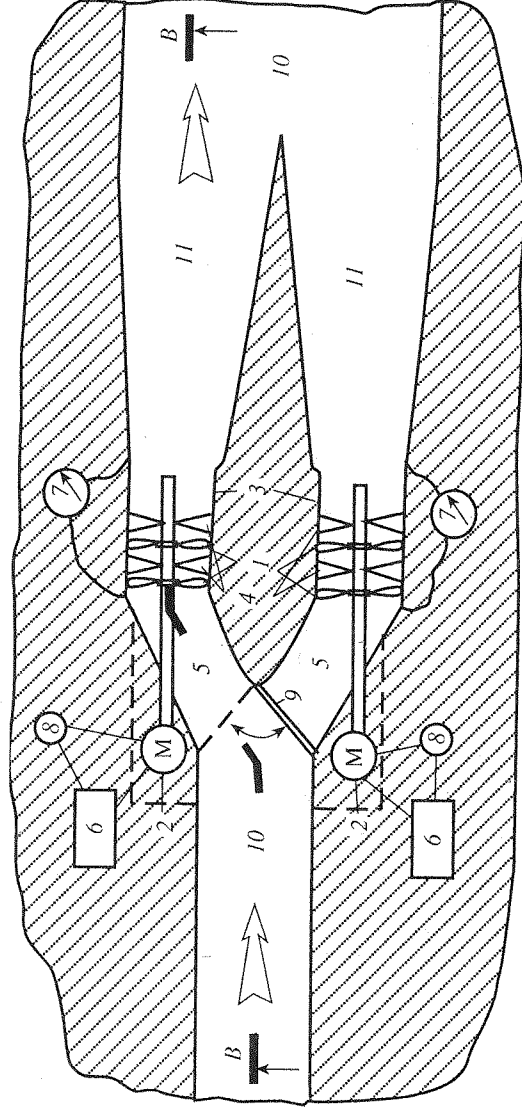


Рис. 4.2. Схема компоновки ПВБУТП с осевыми вентиляторами.

1 — рабочее колесо, 2 — лопатка, 3 — кожух, 4 — средство регулирования подачи воздуха, 5 — входные элементы, 6 — пускорегулирующая аппаратура, 7 — аппарат контроля, 8 — аппарат дистанционного управления, 9 — лопатка переключателя, 10 — вентиляционный канал, 11 — диффузоры.

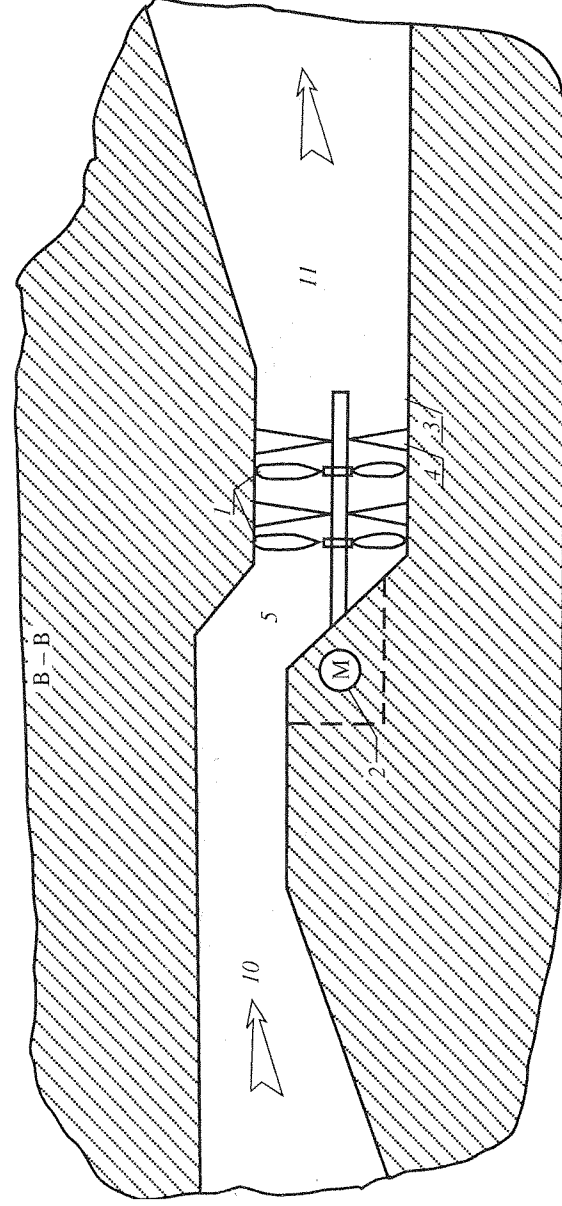


Рис. 4.3. Схема компоновки ПВБУТП (В—В) (усл. обозн. см. рис. 4.2)

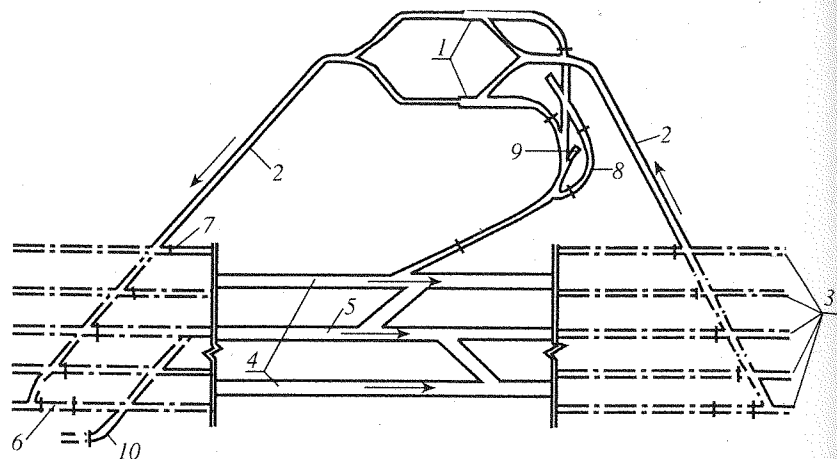


Рис. 4.4. Схема компоновки и подключения ПВВУГП с вентиляторами ВОД-ЗОМС для рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий".

1 — камеры вентиляторов, 2 — вентиляционные каналы, 3 — главные северные вентиляционные штреки, 4 — главные северные транспортные штреки, 5 — главный северный конвейерный штрек, 6 — шлюз, 7 — перемычки, 8 — камера электрооборудования, 9 — камера машиниста, 10 — уклон главных северных транспортных штреков на главные северные вентиляционные штреки

или воздухоотводящих выработках, то есть в разрыв вентиляционной сети, и работает на основе эжектирующего эффекта через перемычку или без нее.

Схема такой ПВВУГП показана на рис. 4.7.

Таким образом, на наш взгляд, компоновки ПВВУГП, рассмотренные выше, охватывают основные возможные случаи расположения вентиляторов в подземных условиях.

4.4. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ СХЕМ ПОДКЛЮЧЕНИЯ ПВВУГП К ВЕНТИЛЯЦИОННЫМ СЕТЯМ

Расположение ПВВУГП в вентиляционной сети может быть вблизи воздухоподающих стволов (проветривание горных выработок осуществляется нагнетательным способом) и на крыльях шахтного поля (проветривание всасывающе-нагнетательное или нагнетательно-всасывающее).

Когда ПВВУГП проветривает всю вентиляционную сеть, крыло шахтного поля или горизонт, то подключить ее в разрыв

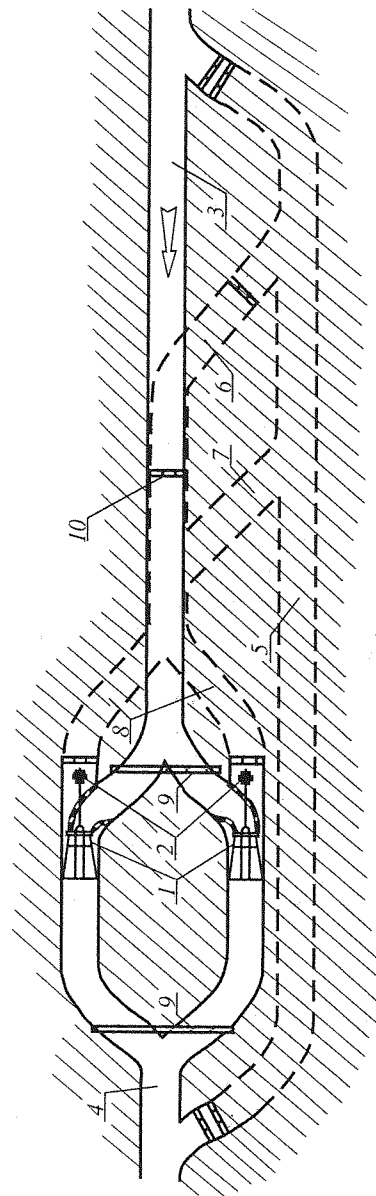


Рис. 4.5. Схема компоновки ПВВУГП с осевыми вентиляторами.

1 — вентилятор, 2 — подводящий канал, 3 — отводящий канал, 4 — рабочий сбойка, 5 — обходная выработка для прохода людей, 6 — сбойка для электрооборудования, 7 — транспортная сбойка, 8 — рабочая сбойка, 9 — ляды переключения работы вентиляторов, 10 — перемычка

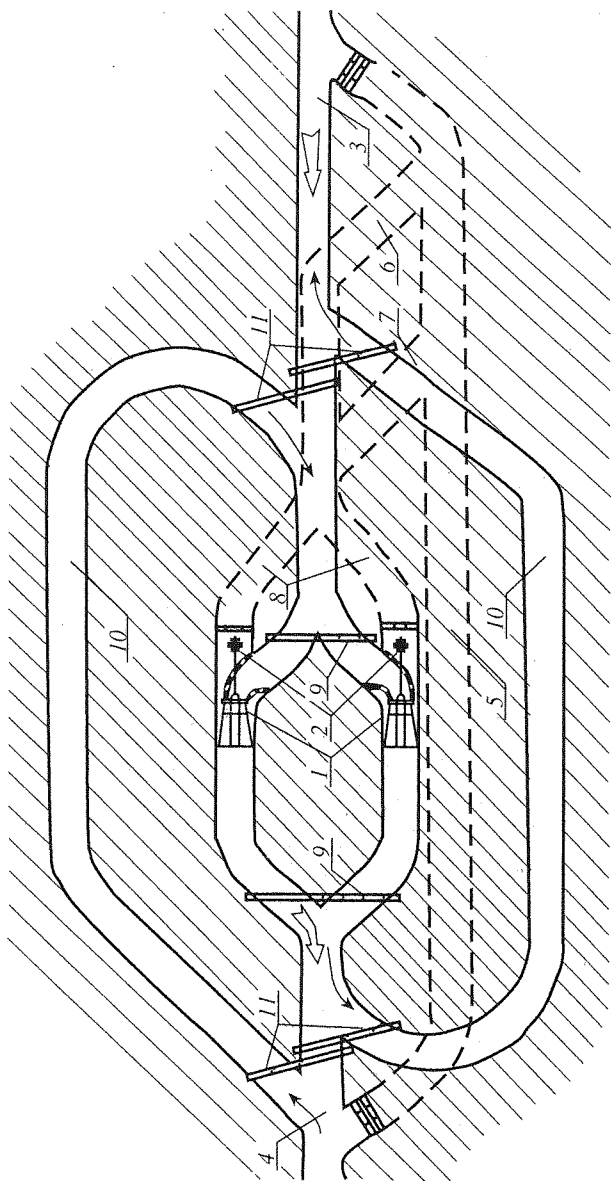


Рис. 4.6. Схема компоновки ПВБУТТ с осевыми вентиляторами.

1 — вентилятор, 2 — привод, 3 — подводящий канал, 4 — обходная выработка для прохода людей, 5 — обходная выработка для прохода людей, 6 — сбойка для электрооборудования, 7 — транспортная сбойка, 8 — рабочие сбойки, 9 — люди переключения вентиляторов, 10 — обходные каналы, 11 — лица резервирования

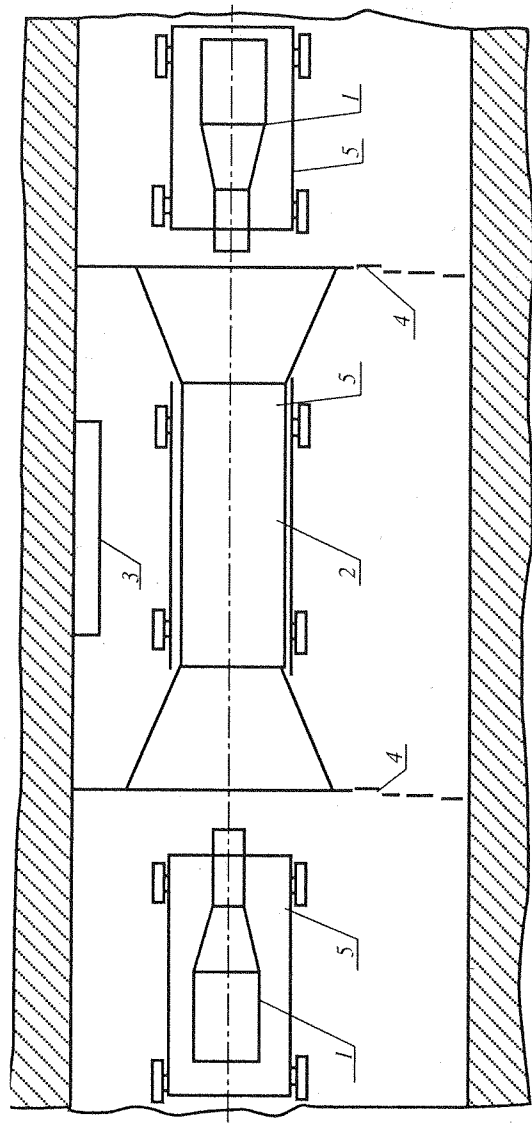


Рис. 4.7. Схема расположения ПВБУ в горной выработке.

1 — вентилятор (рабочий, резервный), 2 — труба Вентури, 3 — пусковая и регулирующая аппаратура, 4 — перемычка с проходом для людей (транспорта), 5 — тележка для перевозки оборудования

существующей вентиляционной сети весьма проблематично как из-за габаритных размеров установок при использовании существующих выработок, так и при их реконструкции из-за горно-геологических условий. Поэтому при проектировании новых и реконструкции существующих вентиляционных систем целесообразно располагать камеры ПВВУГП в устойчивых породах (на срок службы ПВВУГП) и соединять их выработками с вентиляционными штреками. При таком подходе камеры ПВВУГП могут располагаться как в покровных, так и в подстилающих породах. Такие схемы подключения ПВВУГП к вентиляционным сетям показаны на рис. 4.1—4.6.

Расположение ВУ в выработках вблизи рабочих зон отличается от описанных выше. ППВУ (ПВВУ) устанавливается в разрыв воздухоподводящих или воздухоотводящих выработок, так как эти установки созданы на базе вентиляторов местного проветривания (ВМП) и имеют габариты, позволяющие разместить их в выработке с оставлением прохода для людей или даже для проезда транспорта (см. рис. 4.7). При этом, как правило, необходимо передвижение ВУ за фронтом очистных и подготовительных работ для достижения эффективного проветривания рабочих зон горных участков.

4.5. РАБОТА ПВВУГП

Для оптимальной работы ПВВУГП первостепенное значение имеет место расположения ее в вентиляционной сети с тем, чтобы для проветривания рабочих зон использовать как статическую, так и динамическую составляющую давления вентилятора. Это может привести к тому, что часть шахтного поля будет проветриваться всасывающим способом, а часть — нагнетательным.

Для увеличения производительности ПВВУГП должна быть предусмотрена возможность работы одновременно двух вентиляторов, т. е. параллельная работа на сеть.

Шахтное поле больших рудников может иметь одну или более ПВВУГП, поэтому вопрос их совместной работы имеет очень важное значение для рационального проветривания горных выработок. Расчет совместной работы ПВВУГП необходимо производить на стадии проектирования аналитическим и графическим способом [254]. Для большей достоверности расчета

необходимо иметь банк данных по сопротивлениям стволов, горных выработок различных сечений, сопряжений и других элементов рудничной вентиляционной сети для данного месторождения, т. е. для условий, аналогичных проектируемым [200].

4.6. СОВМЕСТНАЯ РАБОТА ВУГП И ПВВУГП

В условиях эксплуатации наиболее встречаема совместная работа ВУГП и ПВВУГП. Здесь особо важное значение имеет вопрос расчета места установки ПВВУГП для оптимизации совместных режимов работы. Решение по оптимизации режимов работы ВУГП и ПВВУГП может иметь как графический, так и аналитический способ [239, 254].

До сих пор разговор шел о работе вентиляторов, когда воздух полностью обменивается в горных выработках на чистый поверхностный воздух.

Однако в работах ПермГТУ и Горного института УрО РАН [12, 28, 41, 161, 167, 178, 179, 208, 272] обосновывается возможность частичного повторного использования воздуха в вентиляционной сети рудника. Наиболее благоприятные условия для этого складываются при совместной работе ВУГП и ПВВУГП (одной или нескольких). И здесь необходим расчет (графический или аналитический) режима работы ПВВУГП. Этим режимом может быть несколько:

- частичная рециркуляция в сети рудника при работе только одной ПВВУГП;

- частичная рециркуляция в сети рудника одной (или нескольких) ПВВУГП при работе нескольких ПВВУГП;

- частичная рециркуляция в сети рудника одной (или нескольких) ПВВУГП при работе ВУГП и одной (или нескольких) ПВВУГП;

- варианты работы нескольких поверхностных ВУ и нескольких ПВВУГП с рециркуляцией.

Совместная работа ВУГП и ПВВУГП на сильноразветвленные вентиляционные сети горных выработок большого сечения, как показывают расчеты, позволяет обеспечить распределение воздуха по крупным участкам вентиляционной сети (крыло шахтного поля, горизонт или любой другой глобальный участок вентиляционной сети) [53, 97, 250 и др.]. Однако в таких вентиляционных сетях совместной работой только ВУГП и ПВВУГП

решить вопрос устойчивого проветривания ТПЗ и рабочих мест не всегда представляется возможным [177, 178, 188, 203, 205, 207 и др.].

Поэтому для условий рабочих зон создана схема компоновки ВУ, работающей на основе эжектирующего эффекта, т. е. установка, способная развивать производительность в 2—4 раза больше производительности используемого в ней вентилятора, но создающая незначительное давление, что очень важно для работы на локальные сети с большим эквивалентным отверстием, т. е. распределение воздуха в пределах рабочей зоны обеспечивается ВУ, не влияющей на режимы работы ВУГП и ПВВУГП (всей сети, крыла шахтного поля или горизонта).

ВУ для локальных сетей мобильны. Количество их в конкретной вентиляционной сети определяется технико-экономическим расчетом.

В течение 1996 г., согласно “Методике испытаний...” и “Программе испытаний...” [187, 247], разработана система вентиляции для вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием, имеющих ТПЗ, при работе в них разнотипных источников тяги, проведены испытания работы системы (рудник БКРУ-2) и определены оптимальные режимы работы разнотипных источников тяги (как в нормальном, так и в реверсивном режимах работы) на существующее ведение горных работ рудника и на перспективу [167, 254]. Основные усредненные результаты испытаний приведены в табл. 4.1.

В процессе испытаний для ПВВУГП с вентиляторами ВОД-30М2 уточнены индивидуальные аэродинамические характеристики вентиляторов.

Режимы нормального проветривания рудника с применением ВУГП + ПВВУГП, а также ВУГП + ПВВУГП + ПВВУ (153П) обеспечивают необходимое воздухораспределение в вентиляционной сети рудника. Однако с учетом того, что при работе ВУГП + ПВВУГП достигается минимальный запас количества воздуха, поступающего на 15 ЗП (80 м³/мин от расчетной величины), на южном крыле рудника в настоящее время необходимо использовать ПВВУ на 153П (рис. 4.8).

Поскольку концентрация горных работ в ближайшее время будет на северном крыле шахтного поля (10—18 ВП), то в снижении производительности ПВВУГП нет необходимости и режим работы вентиляторов ВОД-30М2 следующий: угол установ-

Таблица 4.1

Основные результаты испытаний разнотипных источников тяги в вентиляционной сети рудника БКРУ-2 АО “Уралкалий”

Наименование станций замеров количества воздуха, проходящего по основным направлениям и объектам	Количество воздуха, м ³ /мин (м ³ /с)								
	Нормальный режим работы источников тяги (ВУГП, ПВВУГП, ПВВУ)				Реверсивный режим работы источников тяги				
	ВУГП	ПВВУГП	ВУГП + ПВВУГП	ВУГП + ПВВУГП + ПВВУ	Расчетный	ВУГП	ПВВУГП	ВУГП + ПВВУГП	Потребное 60 % нормального режима
1. Диффузор ВУГП	23748 (396)	0,0	23052 (384)	23868 (398)	22500 (375)	23460 (391)	0,0	24313 (405)	14320 (239)
2. Суммарная по стволу 3	18433 (307)	-796 (-13)	18590 (310)	18713 (312)	17249 (287)	18223 (304)	2704 (45)	18975 (316)	11227 (187)
3. Диффузор ПВВУГП	1879 (31)	11700 (195)	11300 (188)	10087 (168)	9200 (153)	Не требуется			
4. Главные северные штреки	7944 (132)	6958 (116)	9110 (152)	8210 (137)	7809 (130)	4105 (68)	6124 (102)	9998 (187)	4926 (82)
5. Главные южные штреки	5713 (95)	-3058 (-51)	5120 (85)	5418 (90)	5109 (85)	4701 (78)	-1534 (-26)	4571 (76)	3251 (54)
6. Входящая 18 ВП	1573 (26)	4796 (80)	4703 (78)	4506 (75)	2524 (42)	Не требуется			
7. Входящая 10 ВП	3207 (53)	4410 (74)	4330 (72)	4466 (74)	3867 (64)	—//—			
8. Входящая 15 ЗП	3969 (66)	-2005 (-33)	4214 (70)	4602 (77)	4134 (69)	—//—			
9. Входящая А/гараж	2270 (38)	-1003 (-17)	2268 (38)	2119 (35)	1669 (28)	—//—			

ки лопаток рабочих колес первой и второй ступени 25°, а направляющего и спрямляющего аппаратов — 76°.

Установки дополнительных источников тяги для обеспечения воздухораспределения в руднике (в том числе южной ПВВУГП и ППВУ в выработках автогаража) не требуется.

После запуска ПВВУГП в постоянную работу следует провести совершенствование аэродинамической схемы вентиляторов ВОД-30М2 на легкую вентиляционную сеть (снятие части лопаток с рабочих колес первой и второй ступени, а также со спрямляющего аппарата) и провести детальную воздушно-депресссионную съемку рудника, уточнить аэродинамические характеристики и режим работы ПВВУГП.

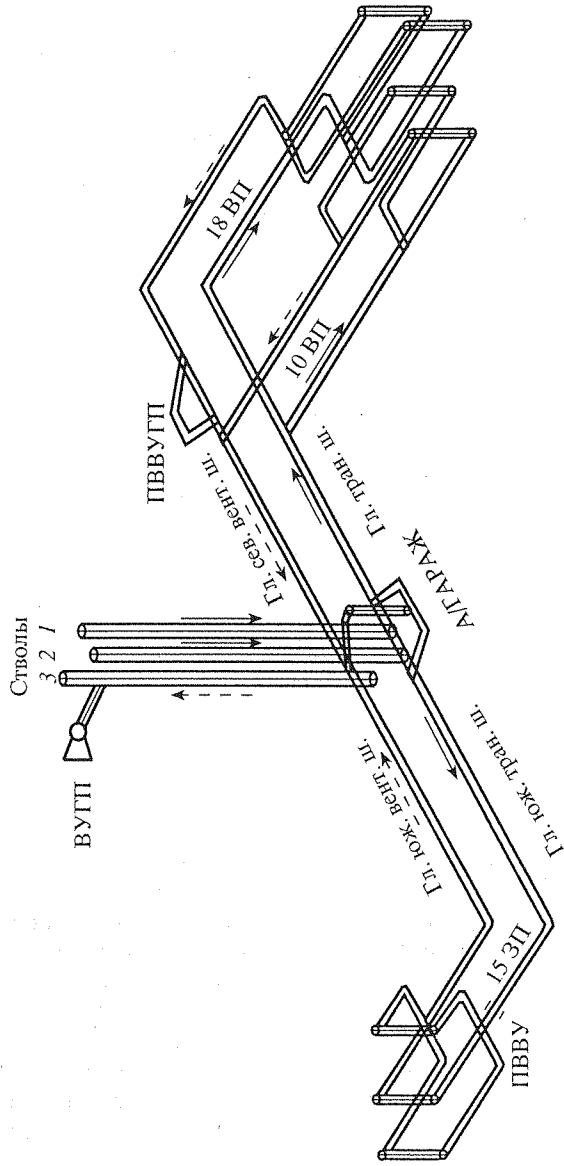


Рис. 4.8. Схема проветривания рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий" с применением ВУГП, ПВВУГП и ПВВУ

Работа только ВУГП обеспечивает необходимое распределение воздуха в реверсивном режиме в выработках южного крыла, а на северное крыло идет только около 50 % от расхода воздуха, проходящего в нормальном режиме. (Согласно 128 параграфа ЕПБ 1996 г. [117]: "Расход воздуха, проходящего по главным выработкам в реверсивном режиме проветривания, должен составлять не менее 60 % от расхода воздуха, проходящего по ним в нормальном режиме.") Такое воздухораспределение возникает из-за большого аэродинамического сопротивления вентиляторов ПВВУГП. Поэтому следует провести совершенствование аэродинамической схемы вентиляторов ВВД-30М2, что уменьшит их сопротивление и позволит решить проблему воздухораспределения на северном крыле при реверсивной работе только ВУГП.

Использовать для проветривания рудника только ПВВУГП невозможно, так как не обеспечивается необходимая подача воздуха в рудник как в прямом, так и в реверсивном режимах.

Используя богатый материал по частичному повторному использованию воздуха в вентиляционной сети с большим эквивалентным отверстием, имеющей ТПЗ [254], который получен в период испытаний, и многолетние наработки по газовому режиму калийных рудников, можно провести опытно-промышленные испытания системы проветривания калийного рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий" с частичным повторным использованием воздуха.

5. РАЗРАБОТКА АЭРОДИНАМИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ

Анализ вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием показал, что невозможно средствами отрицательного регулирования обеспечить надежное и экономичное регулирование воздухораспределения в шахтной вентиляционной сети по всем рабочим местам. Частично эту проблему (как показано в главе 4) решают ПВВУГП, позволяющие надежно произвести распределения воздуха по крыльям шахтного поля, а распределение по панелям и блокам требует дополнительных средств регулирования, как отрицательных, так и положительных.

Поскольку депрессия вентиляционной сети сильно разветвленных горных выработок большого сечения (подземные горные выработки, исключая воздухоподающие и вентиляционные стволы) ничтожно мала и составляет 5—15 % от давления ВУГП, то для проветривания труднопроветриваемых зон и качественного распределения воздуха по рабочим местам наряду со средствами отрицательного регулирования должны использоваться средства положительного регулирования. Они должны обладать большой производительностью при незначительном давлении, чтобы минимально влиять на работу ВУГП и ПВВУГП, иметь стабильные аэродинамические характеристики и производить перераспределение воздуха в рудничной вентиляционной сети.

Решить такую задачу могут вентиляторные эжекторные установки, работающие (в зависимости от сопротивления участка вентиляционной сети, на который они работают) через перемычку либо без нее. Такие установки должны быть мобильными, чтобы по мере продвижения фронта горных работ менять свое местоположение в вентиляционной сети. В дальнейшем такие установки будем называть передвижными подземными вентиляторными установками (ППВУ).

5.1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПРЕДПОСЫЛКИ СОЗДАНИЯ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ (ППВУ)

Вентиляторы-эжекторы решить задачу необходимого воздухо-распределения по рабочим местам однозначно не могут, так как не имеют постоянных аэродинамических характеристик [177, 178]. Поэтому ППВУ должна обладать преимуществами эжектора, но иметь постоянные аэродинамические характеристики при работе на участках вентиляционной сети с разным сопротивлением. Конструктивно это возможно решить при наличии камеры смешения для эжектирующего и эжектируемого воздуха, которая в комплексе с вентилятором устанавливается в горной выработке любого сечения. Для исключения циркуляции потока воздуха в горной выработке между камерой смешения (обечайкой) и стенками горной выработки устанавливается перемычка. Таким образом, мы будем иметь аэродинамическую схему ППВУ с постоянными аэродинамическими характеристиками при работе на вентиляционную сеть с переменным сопротивлением.

Рассмотрим принцип работы ППВУ (рис. 5.1).

В ППВУ высоконапорный (эжектирующий) воздух, имеющий полное давление p_1^* , вытекает из сопла и устремляется в смесительную камеру. Во входном сечении сопла эжектируемого воздуха устанавливается статическое давление p_2' , которое всегда ниже полного давления эжектируемого воздуха p_2^* , соответственно во входном сечении смесительной камеры статическое давление p_2 ниже полного давления эжектируемого воздуха p_2^* .

Под действием разности давлений эжектируемый воздух устремляется в камеру смешения, относительный расход которого $n = G_2/G_1$ (коэффициент эжекции) зависит от площадей потоков (сопел) в сечении, плотности воздуха эжектирующего и эжектируемого, начального давления, режима работы ППВУ. Хотя скорость эжектируемого воздуха v_2 обычно меньше скорости эжектирующего v_1 , надлежащим выбором F_1 и F_2 можно получить сколь угодно большое значение n .

В камере смешения происходит выравнивание параметров воздуха по всему сечению. Процесс смешения воздуха в эжекторе [6, 8, 74, 95, 130] принципиально не отличается от процесса смешения несжимаемых жидкостей в жидкостном эжекторе [5, 7, 96, 129, 144].

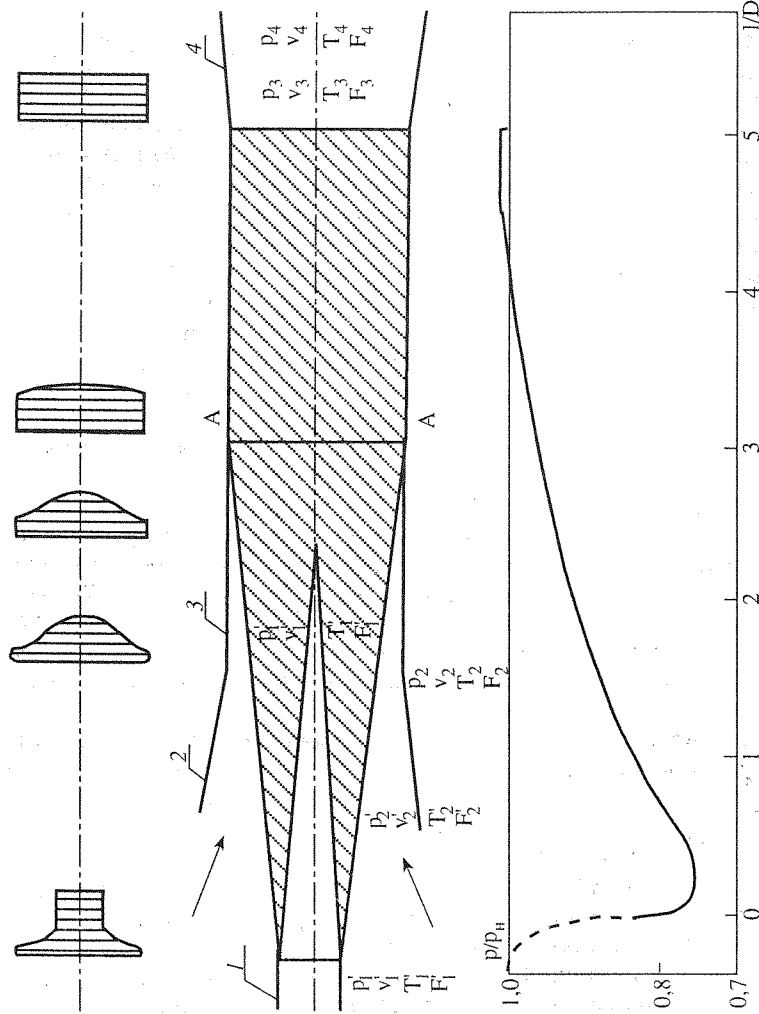


Рис. 5.1. Схема течения и изменения поля скоростей и статического давления по длине камеры смешения. 1 — сопло эжектирующего воздуха, 2 — сопло эжектируемого воздуха, 3 — камера смешения, 4 — диффузор

При дозвуковом истечении давление воздуха на выходе из сопла равно давлению в окружающей среде, т. е. $p_1 = p_2$.

Определим изменение кинетической энергии, происходящее при смешении двух газовых потоков, секундный массовый расход и начальная скорость которых соответственно равны G_1, G_2, v_1, v_2 . Если предположить, что смешение происходит при постоянном давлении (это возможно при специальной профилировке камеры), то количество движения смеси равно сумме количеств движения потоков

$$(G_1 + G_2)v_3 = G_1v_1 + G_2v_2, \quad (5.1)$$

откуда
$$v_3 = \frac{G_1v_1 + G_2v_2}{G_1 + G_2}.$$

Кинетическая энергия смеси газов равна

$$E_3 = \frac{G_1 + G_2}{2} v_3^2 = \frac{1}{2} \frac{(G_1v_1 + G_2v_2)^2}{G_1 + G_2}. \quad (5.2)$$

Эта величина меньше суммы кинетических энергий потоков до смешения, равной

$$E_1 + E_2 = \frac{1}{2} (G_1v_1^2 + G_2v_2^2), \quad (5.3)$$

на величину
$$\Delta E = E_1 + E_2 - E_3 = \frac{G_1G_2}{G_1 + G_2} \frac{(v_1 + v_2)^2}{2}. \quad (5.4)$$

ΔE представляет собой потери кинетической энергии при смешении потоков и тем больше, чем больше разность скоростей смешиваемых потоков, поэтому желательно увеличивать v_2 так, чтобы возможно более приблизить скорость эжектируемого к скорости эжектирующего воздуха при входе в камеру смешения. Поэтому в ППВУ целесообразно эжектирующее сопло относить от камеры смешения на некоторое расстояние.

При смешении воздуха в цилиндрической камере эжектора статическое давление не остается постоянным, например, сравним параметры потоков в двух сечениях (1 и 2) камеры смешения

ния, находящихся на разном расстоянии от начала камеры (см. рис. 5. 1). Очевидно, что в сечении 2 поле скорости более равномерно, чем в сечении 1. Примем для обоих сечений $\rho = \text{const}$ (для основного участка камеры смешения), тогда из условия равенства секундных расходов воздуха

$$\rho \int_1 v dv = \rho \int_2 u dF = \rho \bar{v} F \quad (5.5)$$

следует, что в сечениях 1 и 2 сохраняется постоянное значение средней по площади величины скорости потока

$$v = \frac{1}{F} \int_F v dF = \frac{G}{\rho F} \quad (5.6)$$

Рассмотрим далее величину коэффициента поля скорости

$$\tau = F \frac{\int v^2 dF}{(\int v dF)^2} \quad (5.7)$$

При равномерном поле скорости в некотором сечении F величина коэффициента равна единице. Во всех других случаях числитель в выражении (5.7) больше знаменателя и $\tau > 1$ (неравенство Коши—Шварца). Чем больше неравенство поля V , тем больше τ . Коэффициент скорости в сечении 1 больше, чем в сечении 2.

Количество движения в сечениях 1 и 2 определяется интегралом

$$\int_1 v^2 dF = \tau_1 \frac{1}{F} \left(\int_1 v dF \right)^2 = \tau_1 \frac{G^2}{\rho^2 F}, \quad (5.8)$$

$$\int_2 v^2 dF = \tau_2 \frac{G^2}{\rho^2 F}. \quad (5.9)$$

Так как $\tau_1 > \tau_2$, то следует

$$\int_1 v^2 dF > \int_2 v^2 dF. \quad (5.10)$$

Итак, количество движения в потоке при выравнивании полей скоростей в процессе смешения уменьшается, несмотря на

то, что суммарный расход и средняя скорость остаются постоянными.

Запишем уравнение импульсов для потока между сечениями 1 и 2:

$$\rho \int_1 v^2 dF = \rho \int_2 v^2 dF + (p_1 - p_2) F. \quad (5.11)$$

На основании неравенства (5.10) левая часть данного уравнения всегда положительна, откуда следует, что $p_2 > p_1$, т. е. выравнивание поля скоростей в цилиндрической смесительной камере сопровождается возрастанием статического давления. На рис. 5.1 показано изменение статического давления по длине камеры эжектора.

Полученный количественный вывод справедлив для ППВУ, так как эжектируемый и эжектирующий воздух забирается из одного места (горной выработки) и имеет одинаковые температурно-влажностные параметры.

Основным геометрическим параметром эжектора с цилиндрической камерой смешения является отношение площадей выходных сечений сопел для эжектируемого и эжектирующего воздуха

$$\alpha = \frac{F_1}{F_2} = \frac{F_1}{F_3 - F_1}, \quad (5.12)$$

где F_3 — площадь сечения цилиндрической камеры смешения.

Эжектор с большим α , т. е. с относительно малой площадью камеры, является высоконапорным, но не может работать с большим коэффициентом эжекции, а эжектор с малым α позволяет подсосать большое количество воздуха, но мало повышает его напор. Нас интересует именно последний, так как ППВУ в калийных рудниках работает на участок вентиляционной сети с малым аэродинамическим сопротивлением и для устойчивого распределения воздуха по участкам вентиляционной сети большого повышения напора не требуется.

Следующим характерным геометрическим параметром эжектора является степень расширения диффузора $f = F_4/F_3$ — отношение площади сечения на выходе из диффузора к площади на входе в него. Если эжектор работает при заданном статическом давлении на выходе из диффузора (например при выхлопе в атмосферу), то степень расширения диффузора f существенно влияет

на все параметры эжектора. С увеличением f в этом случае снижается статическое давление в камере смешения, растут скорость эжектирования и коэффициент эжекции при незначительном изменении полного давления смеси.

Третий геометрический параметр эжектора — относительная длина камеры смешения l_3/d_3 — в обычные методы расчета не входит, хотя и существенно влияет на параметры эжектора, определяя полноту выравнивания параметров смеси по сечению.

ППВУ работает в стесненных условиях шахты, поэтому задаваться длиной камеры смешения, равной 8—10 ее диаметрам, мы не можем. Для моделирования и разработки основных размеров ППВУ этот параметр был ограничен 3,5—3,7.

5.2. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ УСТАНОВКА МОДЕЛИ ППВУ

Модель эжекторной установки выполнена по “зеркальной схеме”, что соответствует конструкции натурального устройства. Такая схема позволяет обеспечить одинаковые аэродинамические характеристики при реверсировании направления воздушного потока.

Схема установки представлена на рис. 5.2 [103]. Модель установки включала следующие элементы: сменное эжектирующее сопло (1), которое при помощи винтовой нарезки соединялось с патрубком (2), состыкованным с коллектором (3), всасывающую камеру (4), камеру смешения (5) с присоединенными к ней конфузором (6) и диффузором (7), узел (8), имитирующий эжектирующее сопло и камеру всасывания и обеспечивающий “зеркальность” установки, трубопровод (9) и переходник (10), связывающие камеру всасывания (4) с воздуходувкой, а также камеру наддува (11) и трубопровод (12), соединяющий ее с вентилятором (14), шибер (13).

Всасывающая камера (4) имела длину 1000 мм и диаметр 440 мм. Диаметр камеры смешения D был равен 122 мм, а длина ее составляла в одной серии опытов $l = 990$ мм, а в другой — $l = 440$ мм.

Размеры диаметров патрубка (2), трубопровода (9) и камеры наддува (11) составляли соответственно 85, 160, 330 и 680 мм.

Конструкция камеры всасывания позволяла устанавливать и закреплять эжектирующее сопло и камеру смешения соосно, а также обеспечивала возможность перемещения камеры сме-

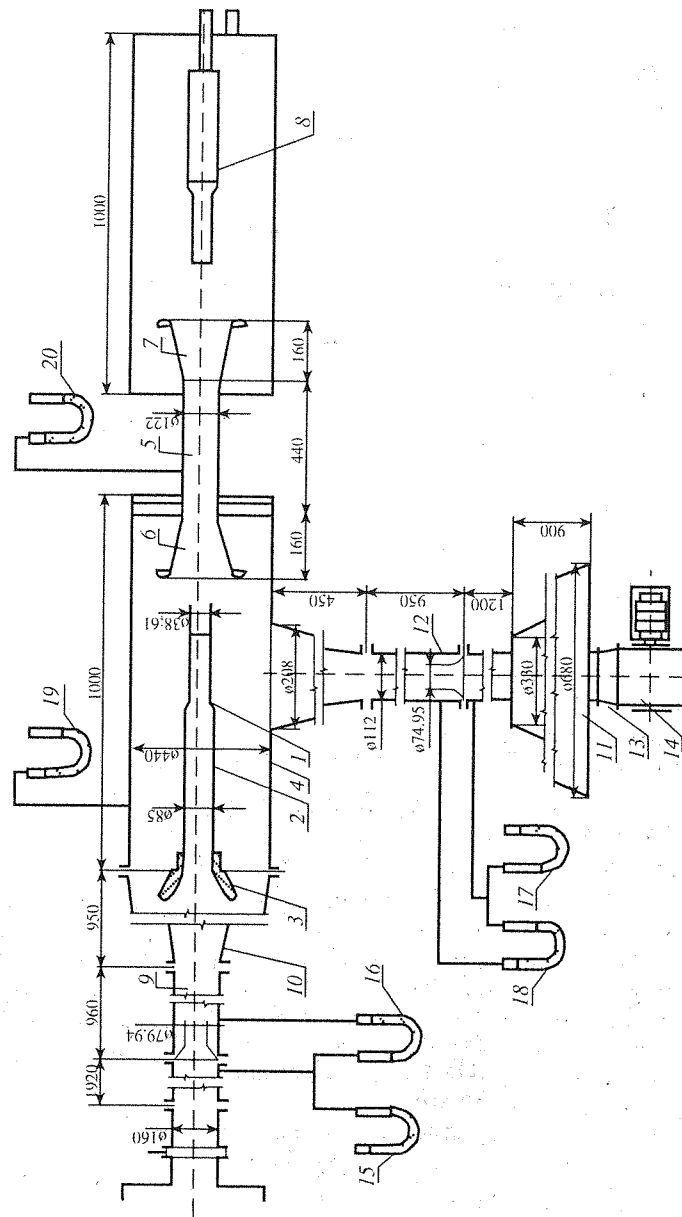


Рис. 5.2. Схема экспериментальной эжекторной установки (усл. обозн. см. текст)

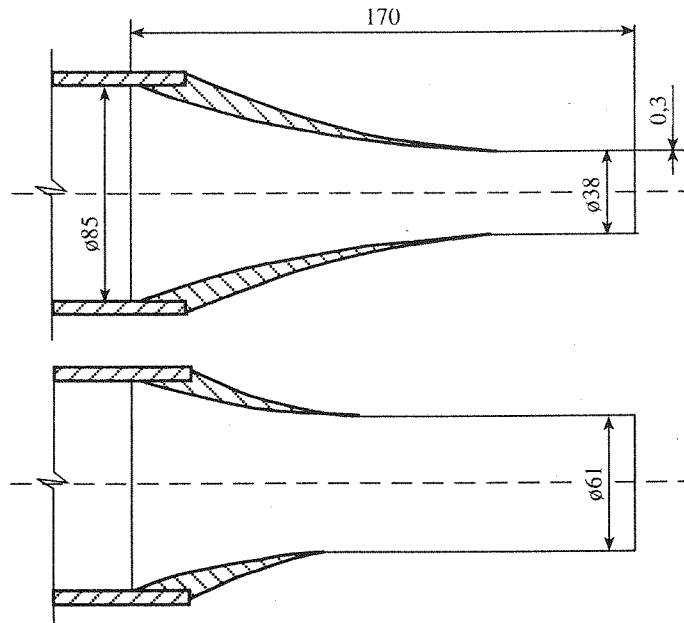


Рис. 5.3. Контуры эжектирующих сопел

ния и узла (8), и фиксирование их положения обеспечивалось специальным координатным устройством.

Эжектирующее сопло можно было устанавливать вдоль оси системы таким образом, чтобы плоскость его среза размещалась либо внутри цилиндрической части камеры смешения, либо перед камерой смешения на различных расстояниях b от входной кромки конфузора (6). Значение $b = 0$ соответствовало случаю, когда начало камеры смешения совпадало с плоскостью среза эжектирующего сопла. За положительное направление принималось перемещение сопла вовнутрь камеры.

В экспериментах использованы два сменных эжектирующих сопла (рис. 5.3). Диаметры выходных отверстий этих сопел составляли $d = 61$ и 38 мм. Их входные сечения были одинаковы и имели диаметр, равный 85 мм.

Эжектирующие сопла имели цилиндрические выходные участки протяженностью в два калибра. Толщина стенки на срезе сопел составляла $0,3$ мм. Сопражение входных и выходных уча-

стков сопел осуществлялось по плавной кривой. Сопла были выточены из металла и имели резьбу, позволяющую крепить их к цилиндрическому патрубку с коллектором на входе для плавного притекания воздуха к соплу.

Камера смешения состояла из набора металлических цилиндрических труб, что давало возможность менять их длину. На начальном участке камеры смешения протяженностью $6D$ был выполнен дренаж с шагом 20 мм для измерения статического давления на внутренней стенке камеры.

К входу и выходу камеры смешения были пристыкованы соответственно конфузор (6) и диффузор (7) (см. рис. 5.2). Центральный угол их раскрытия составлял 10° , а кромки были скруглены по радиусу $r/D = 0,2$ для обеспечения плавного входа эжектируемого воздуха в камеру. Конфузор и диффузор были также дренированы.

Воздух к эжектирующему соплу подводился при помощи воздуходувки через трубопровод (9). Далее он поступал в конфузор (6), вовлекая при этом в процесс движения воздух из камеры всасывания. В камере смешения активный (эжектирующий) и пассивный (эжектируемый) потоки перемешивались, что сопровождалось повышением давления вдоль по потоку. Затем смешанный воздушный поток через диффузор (7) и камеру узла (8) вытекал в атмосферу.

Скорость истечения воздуха из эжектирующего сопла регулировалась дросселем воздуходувки и могла изменяться от 0 до ~ 70 м/с. В процессе эксперимента заданное давление поддерживалось в камере всасывания наддувающим вентилятором. Величина давления в этой камере регулировалась при помощи шибера (13), установленного на выходе наддувающего вентилятора.

Практически в процессе всего эксперимента давление во всасывающей камере (4), т. е. перед входом в эжектор, поддерживалось равным давлению в атмосфере, что соответствовало наибольшим расходам эжектируемого воздуха.

Расход воздуха Q_1 , проходящего через эжектирующее сопло, измерялся микроманометрами (15) и (16), присоединенными к нормальному мерному соплу ($D = 79, 94$ мм) резиновыми шлангами. Расход эжектируемого Q_2 воздуха также определялся при помощи нормального мерного сопла с сужающим отверстием диаметром $74, 95$ микроманометрами (17) и (18). Давление воздуха во всасывающей камере определялось посредством микроманометра (19). Давление, воспринимаемое дренажными отверсти-

ями на стенке камеры смешения, измерялось спиртовым микроманометром (20).

Показания манометров (15) и (17), по которым замерялось давление перед соплами, использовались для определения удельного веса воздуха, протекающего через сопла, и введения соответствующих поправок, предусмотренных нормами [218, 245], в уравнение расхода.

5.3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МОДЕЛИ ППВУ

Модельные испытания аэродинамической схемы ППВУ проводились в ЦАГИ им. Н. Е. Жуковского.

Цель — экспериментальное определение аэродинамических характеристик модели ППВУ, в первую очередь, расходных, и установление ее оптимальных геометрических параметров.

При этом была принята во внимание слабая зависимость аэродинамических характеристик эжектора от числа Рейнольдса, что позволяет с достаточной уверенностью переносить результаты модельных экспериментов на практику. С учетом этого создана специальная установка, которая позволяет просто и надежно определять расход эжектирующего и эжектируемого воздуха.

При проведении экспериментов учтен факт малого аэродинамического сопротивления вентиляционных сетей калийных рудников, в связи с чем на входе и выходе эжекторной установки не устанавливались дополнительные местные сопротивления.

При создании модели эжекторной установки относительная длина камеры смешения l/D была принята 3,61 и 8,12, несмотря на то, что длина 3,61 не является оптимальной, но для натурной установки габаритные размеры играют существенную роль.

Эксперименты на модели проведены при двух значениях отношения выходного диаметра конического патрубка вентилятора к диаметру камеры смешения $d/D = 0,31$ и $0,5$ [103, 165].

При создании модели углы раскрытия входного конфузора и выходного диффузора эжектора приняты равными $\alpha = 16^\circ$. Это вызвано тем, что при полном угле раскрытия диффузора более $\alpha = 16^\circ$ может происходить отрыв потока, что отрицательно скажется на расходах и энергетических характеристиках эжектора.

В процессе эксперимента исследовались различные варианты расположения сопла относительно конфузора b/D и, соответственно, его зеркального отображения имитатора сопла относительно диффузора (см. рис. 5.2). Это позволило определить зависимость коэффициента эжекции от b/D . Для некоторых вариантов модели определялись также значения коэффициента давления, характеризующего перепад давления в камере смешения.

В процессе экспериментального исследования аэродинамических характеристик модели вспомогательной вентиляционной эжекторной установки реализованы три отличающиеся геометрическими параметрами d и l варианта этой модели (рис. 5.4). Первому варианту соответствовали, мм: $d = 61$ ($d = d/D = 0,5$) и $l = 990$ ($l = l/D = 8,12$) (а), второму — $d = 0,5$ и $l = 440$ ($l = l/D = 3,61$) (б) и третьему — $d = 38$ и $l = 440$ ($d = 0,312$ и $l = 3,61$) (в).

Для каждого из этих случаев получены зависимости коэффициентов эжекции $Q = (Q_1 + Q_2)/Q_1$ от скорости воздушного потока в камере смешения V_{12} в диапазоне ее изменений от 0 до 35 м/с. Здесь Q_1, Q_2 — объемный расход воздуха, соответственно подводимого к эжектирующему соплу и эжектируемого воздуха, V_{12} — средняя по расходу скорость потока в камере смешения, где

$$Re = \frac{v_{12} \cdot D}{\nu} \quad (5.13)$$

число Рейнольдса, ν — коэффициент кинематической вязкости воздуха. Результаты всех измерений приводились к нормальным атмосферным условиям, т. е. температуре $t = 15^\circ$ и давлению 760 мм рт. ст.

Как видно из рис. 5.4, в исследованном диапазоне скоростей коэффициенты эжекции Q практически от скорости не зависят. Не было обнаружено также заметного влияния на коэффициенты эжекции длины камеры смешения (см. рис. 5.4, а, б), однако уменьшение диаметра выходного сечения сопла привело к существенному увеличению коэффициента Q (см. рис. 5.4, б, в).

Все эти данные получены при одном и том же значении параметра $b = 100$ мм, определяющего расстояние от среза выходного сечения сопла до входа в камеру смешения, и одном значении скорости истечения воздуха из эжектирующего сопла $v_1 = 50$ м/с.

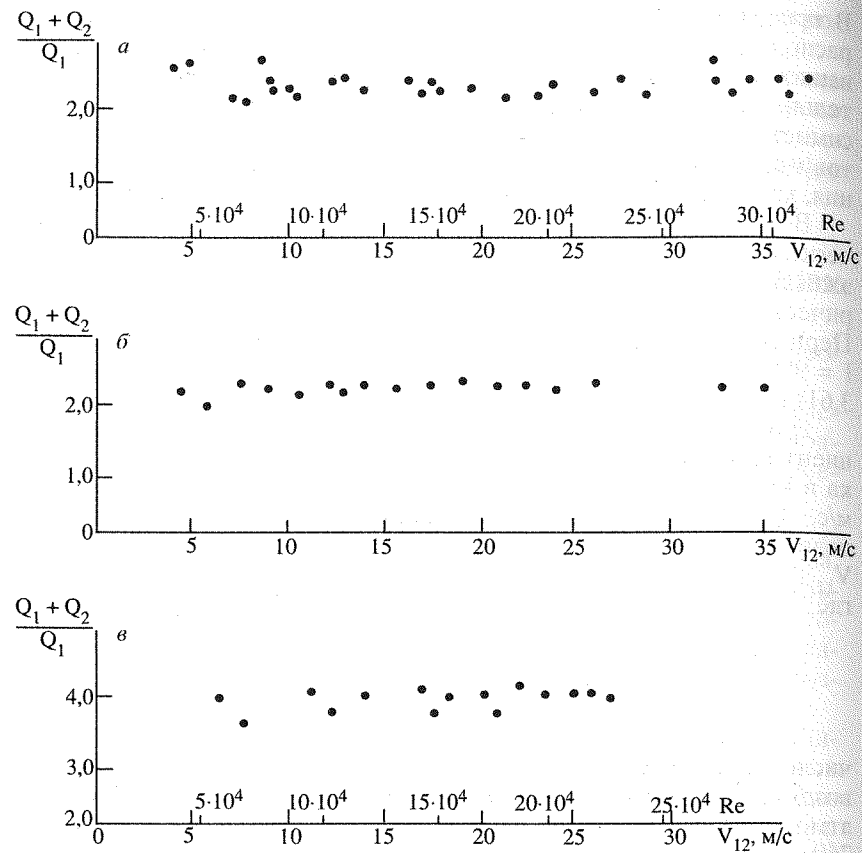


Рис. 5.4. Зависимость коэффициента эжекции от скорости воздуха в камере смешения, $\bar{v} = 0,81$ (а, б, в — варианты, пояснения в тексте)

Изменения коэффициентов эжекции в зависимости от параметра $b = b/D$ приведены на рис. 5.5. Для двух первых вариантов установки (с соплом $d = 0,5$ и камерами смешения длиной $l = 8,12$ и $3,61$) по мере удаления сопла от входа в камеру смешения, т. е. с увеличением значения параметра b , коэффициенты эжекции возрастают (см. рис. 5.5, а, в). На установке с соплом $d = 0,312$ и камерой смешения длиной $l = 3,61$ эжекция воздуха возрастала при изменении параметра b от 0 до -2 , а затем наблюдалось некоторое ее снижение.

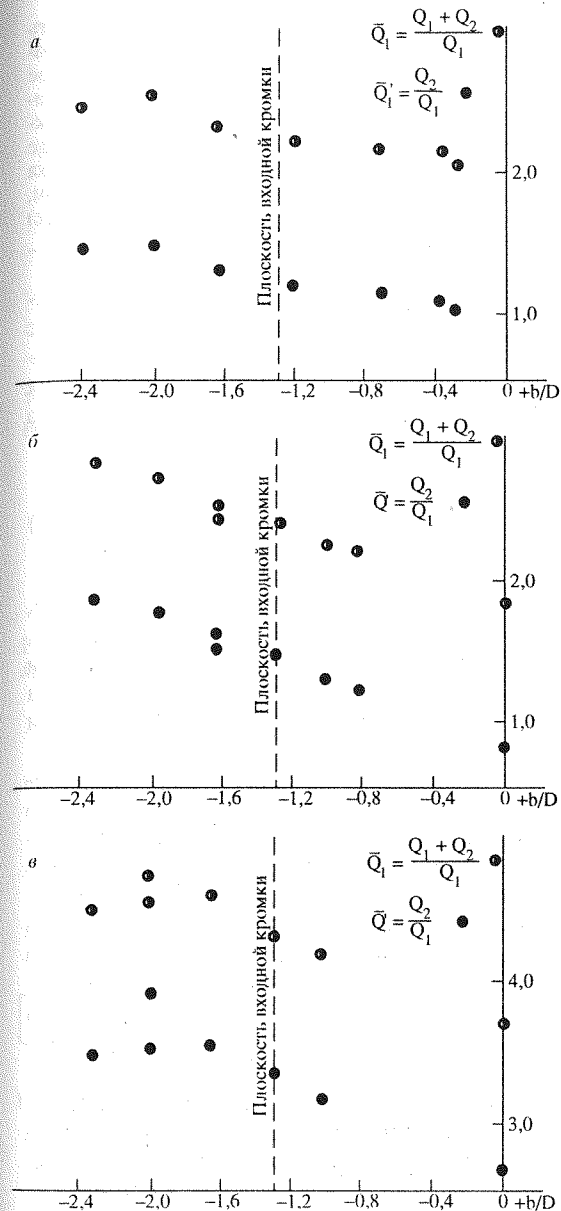


Рис. 5.5. Зависимость относительного расхода от положения сопла перед камерой смешения эжектора при отсутствии сопротивления сети ($d = 61$ мм, $l = 990$ мм)

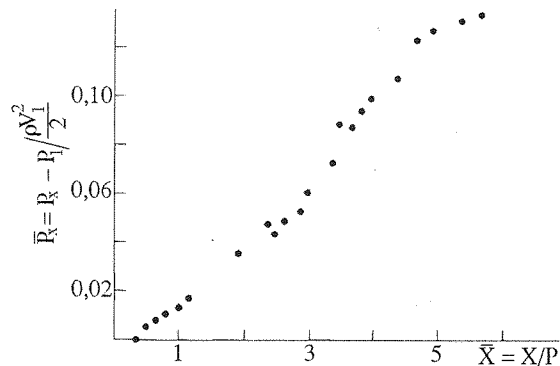


Рис. 5.6. Зависимость относительного перепада давлений в камере смешения от ее относительной длины при максимальном расходе эжектируемого воздуха ($d = 61$ мм, $D = 122$ мм, $x_{\max} = 990$ мм, $V_1 = 50$ м/с)

Для модели эжекторной установки с соплом $d = 0,5$ и камерой смешения

длиной $l = 8,12$ получены распределения статического давления на внутренней стенке камеры смешения по ее длине

$$\bar{p}(\bar{x}) = (p_x - p_1) / \frac{\rho v_1^2}{2}, \quad (5.14)$$

где p_1 — статическое давление на входе в камеру смешения, p_x — статическое давление в текущей точке, $x = x/D$ (рис. 5.6). Эти данные получены при значении скорости $v_1 = 50$ м/с для случая, когда срез выходного сечения эжектирующего сопла располагался во входном сечении камеры смешения, т. е. при $b = 0$.

На рис. 5.7 представлена зависимость $p_x(b)$ на участке камеры смешения $l = 3,61$, которая получена таким же образом, что и данные рис. 5.6, т. е. на основе экспериментальных распределений давления вдоль камеры смешения при ее общей длине $l = 8,12$ и при изменении параметра b от нуля до 2,5.

О перепаде давления в эжекторной установке при наличии диффузора за камерой смешения, длина которой $l = 3,61$, можно судить по представленным на рис. 5.8 зависимостям $P(b, d)$. Здесь штриховая кривая, соответствующая $d = 0,25$, получена экстраполяцией, а также по результатам испытаний аналогичной установки.

В процессе эксперимента исследовались различные варианты расположения сопла относительно конфузора b/D (рис. 5.9) и соответственно его зеркального отображения — имитатора сопла относительно диффузора. Это позволило определить зависи-

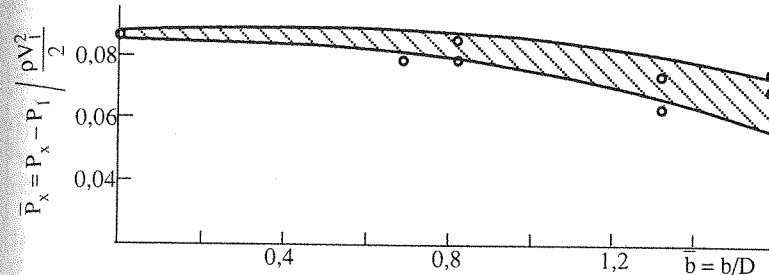


Рис. 5.7. Зависимость относительного перепада давлений в камере смешения от расстояния между срезом сопла и входным сечением камеры ($d = 61$ мм, $D = 122$ мм, $l = 440$ мм)

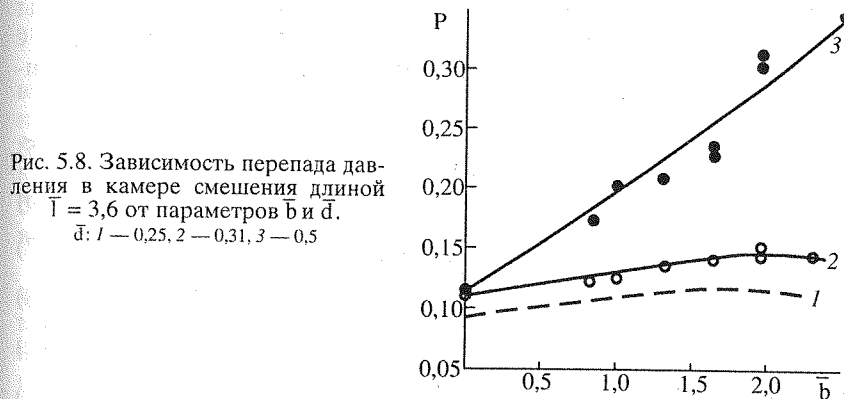


Рис. 5.8. Зависимость перепада давления в камере смешения длиной $l = 3,6$ от параметров b и d .
 $\bar{d}: 1 - 0,25, 2 - 0,31, 3 - 0,5$

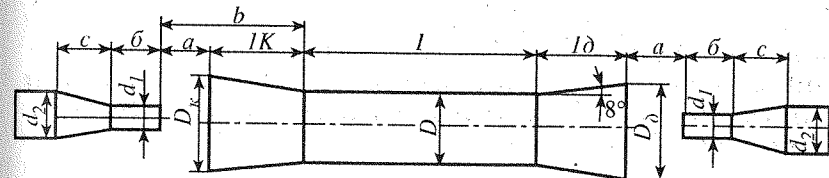


Рис. 5.9. Аэродинамическая схема ППВУ с цилиндрической камерой смешения

Таблица 5.1

Основные геометрические параметры ППВУ для разных вентиляторов

Вентилятор	d_2^*	d_1	D	D_k	D_a	l_k	l_a	l	b	a	δ	c
В-2М	400	200	600	820	820	800	800	2000	1200	400	400	462
ВМ-4	400	200	600	820	820	800	800	2000	1200	400	400	462
ВМ-5	500	250	750	1030	1030	1000	1000	2500	1500	500	500	583
ВМЭ-6	600	300	900	1240	1240	1200	1200	3000	1800	600	600	700
ВМЭ-8	800	400	1200	1650	1650	1600	1600	4000	2400	800	800	974
ВМЭ-12	1200	600	1800	2470	2470	2400	2400	6000	3600	1200	1200	1400

*Усл. обозн. см. рис. 5.9.

мость коэффициента эжекции от b/D . Определялись также значения коэффициента давления, характеризующего перепад давления в камере смешения.

На основании результатов модельных испытаний получены зависимости для определения оптимальных размеров ППВУ с разными вентиляторами, результаты расчетов по которым приведены в табл. 5.1.

$$D/d_2 = 1,5, \quad (5.15)$$

$$d_2/d_1 = 2,0, \quad (5.16)$$

$$D/d_1 = 3,0, \quad (5.17)$$

$$l_k/l_d = 1,31D, \quad (5.18)$$

$$b/D = 2,0, \quad (5.19)$$

$$l/D \approx 3,33. \quad (5.20)$$

5.4. РАСЧЕТ МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМОЙ БЕЗОПАСНОЙ ДЛИНЫ ТУПИКОВОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, ПРОВЕТРИВАЕМОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЗАБОЙНОЙ УСТАНОВКИ АКТИВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ (ЗУАП)

По характеру проветривания выработки разделяются на сквозные и тупиковые. Особенности проветривания тупиковых выработок заключаются в том, что удаление выделяющихся в них вредных веществ может быть осуществлено только с помощью специ-

альных устройств или средств, располагаемых в них и в прилегающих к ним выработках.

В тупиковых забоях горных выработок образуется большое количество тонкодисперсной рудничной пыли, а также выделяются различные вредные газы, поступающие в атмосферу забоя.

Быстрое и качественное проветривание горных выработок в сочетании с различными инженерно-технологическими мероприятиями по обеспечиванию воздухом — важное условие для повышения производительности труда и создания нормальных санитарно-гигиенических условий.

Проветривание должно обеспечивать непрерывную подачу в забой свежего воздуха в необходимом количестве; постоянное разжижение газов, выделяющихся из полезного ископаемого и окружающих горных пород до безопасных концентраций и вынос их из забоя; непрерывный вынос пыли; достаточную экономичность проветривания.

Успешное решение указанных вопросов в большой степени зависит от правильного выбора способа проветривания.

В настоящее время для проветривания тупиковых горных выработок при проходке их комбайновыми комплексами с использованием проходческо-очистных комбайнов ПК-8М (ПК-8А), Урал-10КСА (Урал-10А), Урал-20КСА (Урал-20А), Урал-61, "Паурат" на калийных рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений в основном применяется нагнетательный способ проветривания.

Анализ имеющегося опыта показывает, что нормализация условий труда и повышение его производительности в тупиковых забоях при нагнетательном способе проветривания возможны при значительных дополнительных вложениях в новую технику, например, при использовании автономно проветриваемых кабин для машиниста комбайна и самоходного вагона или химических и физических нейтрализаторов газов и пыли.

Снижение количества факторов риска путем исключения возможности появления фактора риска, приводящих в реальных производственных условиях к нарушению нормального проветривания, — основной принцип повышения безопасности.

При нагнетательном способе проветривания основные ситуации повышенного риска следующие:

■ отставание трубопровода от забоя на величину более допустимой;

■ недостаточное поступление воздуха в забой по причине больших утечек в трубопроводе или недостаточной производительности вентилятора;

■ отсутствие проветривания из-за отключения вентилятора и отсутствия трубопровода при производстве процесса зарубки на тупиковый ход.

Избежать данные ситуации позволяют:

■ размещение вентиляторной установки непосредственно на комбайновом комплексе;

■ изменение электрической схемы комбайнового комплекса в целях отключения потребителей, находящихся в выработке при остановке вентилятора, и возможности запуска вентилятора со штрека;

■ отсутствие трубопровода при постоянной подаче вентиляторной установки, четырех-пятикратно большей требуемого объема для проветривания забоя.

Осуществить повышение безопасности проветривания тупиковых горных выработок позволяет способ активной вентиляции забоев с применением забойной установки активного проветривания (ЗУАП) [166, 195].

Объем воздуха, необходимый для подачи в забой камеры (независимо от способа проветривания самой камеры), определяется с учетом наличия взрывоопасных и ядовитых газов в горном массиве; возникновения запыленности при отбойке горной массы; минимально допустимой скорости движения воздуха в выработке.

Нормальным условием проветривания считается тот факт, что в каждом сечении камеры фактический объем проходящего воздуха не менее необходимого расчетного.

Необходимый объем воздуха — величина постоянная. В качестве переменной величины выступает совокупность факторов, присущих способу проветривания камеры. Например, при нагнетательном способе проветривания постоянное снижение объема воздуха на конце трубопровода происходит по мере возрастания длины трубопровода (по причине увеличения утечек и аэродинамического сопротивления трубопровода), что относится и к всасывающему способу проветривания. Однако трубопровод удлиняется по мере проходки выработки. Значит, определив критическую длину выработки с учетом условий применяемого способа проветривания, мы находим комплексный показатель, позволяющий определить максимальное расстояние проветри-

вания, при котором в каждом сечении выработки расход воздуха будет не менее расчетного.

Эту длину выработки, условно названную максимально допустимо-безопасной для способа активной вентиляции забоя тупиковой горной выработки, можно получить с помощью расчета, выполненного с применением известных фундаментальных методов.

Ниже приведены описание и последовательность вывода формулы для расчета максимально допустимо-безопасной длины при проходке тупиковой выработки.

Динамика вентиляционной ситуации в процессе проходки выработки выглядит следующим образом: источник движения воздуха ЗУАП (конструктивно представляет собой ППВУ) постоянно находится в призабойной части тупиковой горной выработки и установлен на оборудовании проходческо-очистного комплекса, по мере проходки выработки источник удаляется от устья, а при некоторой критической длине выработки $L_{кр}$ объем выноса загрязненного воздуха из выработки на штрек становится меньше необходимого дебита, рассчитанного для безопасного разжижения поступающего в забой и во всю выработку загрязнителя (например пыли или газа).

Следует определить максимальную длину выработки, при которой процессы вентиляции тупиковой горной выработки становятся недостаточно эффективными.

Производительность вентиляторной установки может быть ограничена верхним пределом по максимально допустимой скорости движения воздуха, а именно: не более 4 м/с [117]:

$$Q_{\text{вы}}^{\text{max}} = 4 \cdot S_k / 2 = 2 \cdot S_k, \quad (5.21)$$

где $Q_{\text{вы}}$ — подача воздуха вентиляторной установкой; S_k — площадь сечения одного комбайнового хода, м^2 , которая разделяется на два потока, так как в отличие от известных способов проветривания тупиковых выработок с использованием трубопроводов для подачи или отсасывания воздуха при беструбопроводном способе используется одно и то же сечение выработки для подачи свежего воздуха и удаления исходящей струи.

Нижний предел величины производительности вентиляторной установки ограничен требованием [117] достижения в каждом сечении одиночного хода очистной камеры при минимальной скорости воздуха не менее 0,15 м/с. Отсюда вытекает условие:

$$Q'_{vy} > Q^{\min} = 0,15 \cdot S_k / 2 = 0,075 \cdot S_k, \quad (5.22)$$

где Q^{\min} — расход воздуха, ограниченный минимально допустимой скоростью; Q'_{vy} — подача воздуха вентиляторной установкой, обеспечивающая в каждом сечении выработки расход воздуха, определенный по условию — превышение минимально допустимой скорости.

Расчетная величина объема воздуха Q_k , необходимого для подачи к устью камеры при комбайновом способе отбойки руды, определяется согласно “Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников” [133].

Размещение источника движения воздуха в очистном забое камеры определяет то положение, при котором расход в потоках воздуха постоянно уменьшается по направлению к устью выработки, и естественно, что возле устья возникает наименьшая из всех величин объема воздуха, проходящего по сечению выработки. Следовательно, исходной предпосылкой для определения $L_{кр}$ является воздухообмен в сопряжении камеры и штрека. Заметим, что при применении известных способов проветривания тупиковых выработок наименьшая из величин количества воздуха, проходящего по сечению выработки, приурочена к забою. Этот факт кардинально отличает новый способ от существующих.

При решении уравнения баланса между загрязненным (исходящей струей из выработки) и свежим (поступающим к выработке) воздухом в узле — сопряжении камеры и штрека — находим, что разность между количеством поступившего из камеры в узел загрязненного воздуха $Q_k C dt$, и количеством вынесенного из узла воздуха $Q_k k_T^b C_b dt$ равна изменению концентрации загрязнителя во входящей свежей струе $Q_k C_1 dt$.

Однако для поступающей струи непременно условие $C_1 = 0$ (так как она является свежей), тогда можно записать:

$$Q_k C dt - Q_k k_T^b C_b dt = Q_k C_1 dt, \quad (5.23)$$

где C — концентрация загрязнителя в потоке, идущем в сторону забоя; k_T^b — коэффициент турбулентной диффузии частично загрязненного потока; C_b — концентрация загрязнителя в потоке, идущем от забоя на штрек; C_1 — концентрация загрязнителя во входящем (поступающим к выработке) потоке.

Очевидно, что $C = C_b$; имея ввиду это условие и принимая во внимание вынос загрязнителя потоком воздуха из камеры в поток проходящего по штреку воздуха, определим величину $k_T^b = 1$. А это означает, что при поступлении к горловине тупиковой камеры свежего воздуха не менее расчетного — Q_k — вынос загрязнителя из потока, выходящего на штрек из камеры воздуха с расходом не менее Q_k , обеспечивается. Данное условие и требуется соблюсти.

Определим максимально допустимое расстояние L_{vy} , на котором может находиться “всас” вентиляторной установки от забоя камеры. Учитывая наличие турбулентных источников второго рода (эжектирующего эффекта струи вентиляторной установки), возникающая в призабойной части структура потоков более схожа с комбинированным проветриванием, для которого определение максимального удаления “всаса” вентиляторной установки (или труб) от забоя определяется формулой [94]:

$$L_{vy} = 0,5 \sqrt{S_k} \cdot \left(1 + \frac{1}{2a_0} \right), \quad (5.24)$$

где a_0 — коэффициент структуры вторичной свободной струи, для круглой струи он равен 0,1.

После подстановки величины a_0 в (5.24), имеем:

$$L_{vy} = 3 \sqrt{S_k}. \quad (5.25)$$

Уравнение (5.25) позволяет определить максимальное и в то же время допустимое расстояние от забоя до “всаса” вентиляторной установки, так как при расчете из S_k не вычитается сечение, занятое оборудованием комбайнового комплекса.

Определим дальнобойность струи в камерообразной выработке при истечении свободной струи эжектирующего насадка вентиляторной установки ЗУАП.

Дальнобойность свободной струи при рассмотрении полного разворота всей струи определяет границу поворота ядра постоянной массы. Из приведенного условия (5.23) вытекает, что количество воздуха, протекающее через любое поперечное сечение ядра постоянной массы, должно быть не менее Q_k . В то же время количество воздуха в начальном сечении ядра постоянной массы равно производительности вентиляторной уста-

новки Q_{vy} , а в любой точке по длине ядра определяется интегралом [94]:

$$\int_0^{\varphi_{1я}} F'(\varphi_1) d\varphi = \frac{S_{vy} u_0}{2a L_{кр} u_m}, \quad (5.26)$$

где $F'(\varphi_1)$ — функция распределения продольных скоростей в поперечном сечении струи, при $\varphi_1 = 0$ поперечная скорость равна нулю, но при $\varphi_1 = 0$ функция $F(\varphi_1)$ становится равной 1,404, т. е. независимой переменной, производная которой равна 1; $\varphi_{1я}$ — относительная ордината границы ядра постоянной массы, она определяется как $b_0 + r_{vy}$; b_0 — величина расстояния от стенки горной выработки до стенки вентиляторной установки; радиус вентиляторной установки равен

$$r_{vy} = \sqrt{\frac{S_{vy}}{\pi}};$$

S_{vy} — сечение вентиляторной установки; u_0 — скорость в начальном сечении (выхлопном сечении вентиляторной установки); $L_{кр}$ — критическая длина выработки при дальнобойности L_d с расходом Q_k ; u_m — скорость струи при расходе в половине сечения, равном Q_k , она находится: $u_m = Q_k / 2S_k$.

Подставляя в (5.26) значения, которые приведены выше, получим упрощенную формулу:

$$b_0 + \sqrt{\frac{S_{vy}}{\pi}} \int_0^{\varphi} F'(\varphi) d\varphi = \frac{Q_{vy} \cdot S_k}{0,1 \cdot L_{кр} \cdot Q_k}, \quad (5.27)$$

интегрируя (5.27), получим:

$$b_0 + \sqrt{\frac{S_{vy}}{\pi}} = \frac{Q_{vy} \cdot S_k}{0,1 \cdot L_{кр} \cdot Q_k}. \quad (5.28)$$

Запишем (5.28) относительно неизвестной величины $L_{кр}$:

$$L_{кр} = \frac{Q_{vy} \cdot S_k}{Q_k \left(b_0 + \sqrt{\frac{S_{vy}}{\pi}} \right) 0,1}. \quad (5.29)$$

Общая длина проветривания тупикового хода определится из суммы L_{vy} (5.25) и $L_{кр}$ (5.29):

$$L_{max} = L_{vy} + L_{кр} = 3\sqrt{S_k} + \frac{Q_{vy} \cdot S_k}{0,1 Q_k \left(b_0 + \sqrt{\frac{S_{vy}}{3,14}} \right)}, \quad (5.30)$$

где L_{max} — максимально допустимая безопасная длина камеры.

Формула (5.30) может быть рекомендована для расчета максимально допустимо-безопасной длины камеры, так как в ней, по данным, полученным в ходе предварительного расчета Q_k , и по данным, определяемым замерами непосредственно при проветривании тупиковой горной выработки Q_{vy} , S_k , S_{vy} , b_0 , происходит определение размерной величины, достаточно полно характеризующей способ проветривания выработки применительно к конкретным условиям.

6. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ И ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ

На основании результатов модельных испытаний получены зависимости для определения оптимальных размеров ППВУ с разными вентиляторами. Для проведения шахтных испытаний ППВУ использовали вентиляторную установку с вентиляторами ВМЭ-6, для чего разработали методику испытаний [41, 47, 481]. Место испытания — вентиляционная сеть калийного рудника, состоящая из системы сильноразветвленных горных выработок большого сечения.

6.1. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ШАХТНЫХ ИСПЫТАНИЙ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ (ППВУ) НА КАЛИЙНОМ РУДНИКЕ

ППВУ может располагаться на воздухоподающих или вентиляционных выработках рабочих зон с различным аэродинамическим сопротивлением и работать в режимах нагнетания или всасывания. Для исключения рециркуляции воздуха в выработке ППВУ действует через перемычку.

ППВУ в конструктивном исполнении передвижная, поскольку может быть передвинута за зоной ведения горных работ или с одного рабочего участка на другой для обеспечения необходимого воздухораспределения на участке вентиляционной сети.

Благодаря применению новых технических решений, можно соблюсти постоянные аэродинамические характеристики ППВУ в выработках любого сечения и полное исключение возможности функционирования вентиляторной эжекторной установки в режиме циркуляции.

Постоянные аэродинамические характеристики вентиляторной эжекторной установки ставят ее в раздел вентилятор-

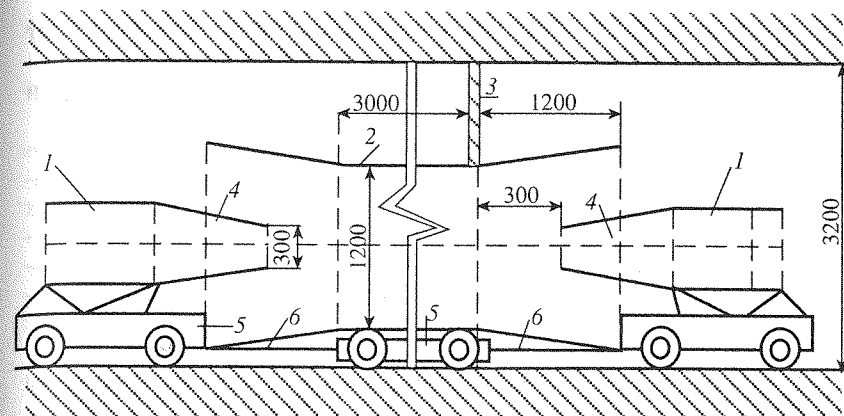


Рис. 6.1. Схема вентиляторной эжекторной установки.
1 — вентилятор, 2 — обечайка (труба Вентури), 3 — перемычка, 4 — сопло, 5 — тележка, 6 — ссипка

ных установок с высокой степенью достоверности обеспечения необходимого воздухораспределения (по отношению к расчетному).

При этом определение аэродинамических характеристик вентиляторной установки осуществляется дросселирующей перемычкой с окном регулируемого сечения. При испытаниях установки в режиме всасывания для обеспечения равномерного поля скоростей воздушного потока после дросселирования перемычка устанавливается на расстоянии не менее 6—10 диаметров выработки от установки.

Для определения условий возникновения циркуляционных потоков в выработках проводятся испытания ППВУ при работе без изолирующей перемычки.

Объект испытаний — ППВУ, изготовленная на базе вентиляторов местного проветривания ВМ-6У.

ППВУ состоит из двух вентиляторов ВМ-6У со сменными конфузорами, перемычки, перекрывающей пространство между обечайкой и стенками выработки, пускорегулирующей аппаратуры, аппаратуры дистанционного управления и контроля (рис. 6.1). Причем один вентилятор нерабочий (резервный) и может быть включен при необходимости реверсии.

Обечайка в ППВУ служит для создания максимального коэффициента эжекции, т. е. моделируется сужение выработки с получением максимального эффекта эжекции. При этом пара-

метры, развиваемые установкой, всегда постоянны и не зависят от сечения окружающих выработок.

Включение осевых вентиляторов на сеть производится при полностью открытой обечайке.

Цель испытаний — получение полной информации о возможностях ППВУ, определение аэродинамических и энергетических характеристик ППВУ и доработка ее конструктивных элементов, а также влияние работы ППВУ на воздухораспределение в вентиляционной сети рабочих зон (сети из ограниченного количества выработок) как в нормальном режиме подачи воздушной струи, так и в реверсивном.

Задачи испытаний:

- создание приборного обеспечения контроля работы ППВУ;

- определение оптимальной длины и диаметра обечайки;
- построение действительных аэродинамических характеристик ППВУ при разных диаметрах обечайки;
- определение коэффициента полезного действия;
- исследование работы ППВУ в реверсивном режиме;
- установление критериев применения ППВУ в шахтной вентиляционной сети.

До начала аэродинамических испытаний ППВУ необходимо выполнить следующие подготовительные операции:

- произвести воздушную и депрессионную съемки основных воздухопроводящих выработок и выработок, входящих в рабочие зоны исследуемого участка вентиляционной сети;

- сравнить полученные результаты с результатами воздушно-депрессионной съемки, проведенной на руднике в предыдущий период;

- установить аншлаги, запрещающие движение людей в непосредственной близости от места размещения ППВУ;

- на ППВУ установить устройства и приборы для проведения аэродинамических испытаний и приборы для измерения электрической мощности, потребляемой двигателями (рис. 6.2) [104, 108, 109];

- осмотреть и проверить прочность и надежность ППВУ: крепления вентиляторов, обечайки, заземления, питающих кабелей, сборки электрооборудования, реле утечки, мест подключения приборов [110];

- произвести запуск ППВУ в нормальном режиме работы и в реверсивном.

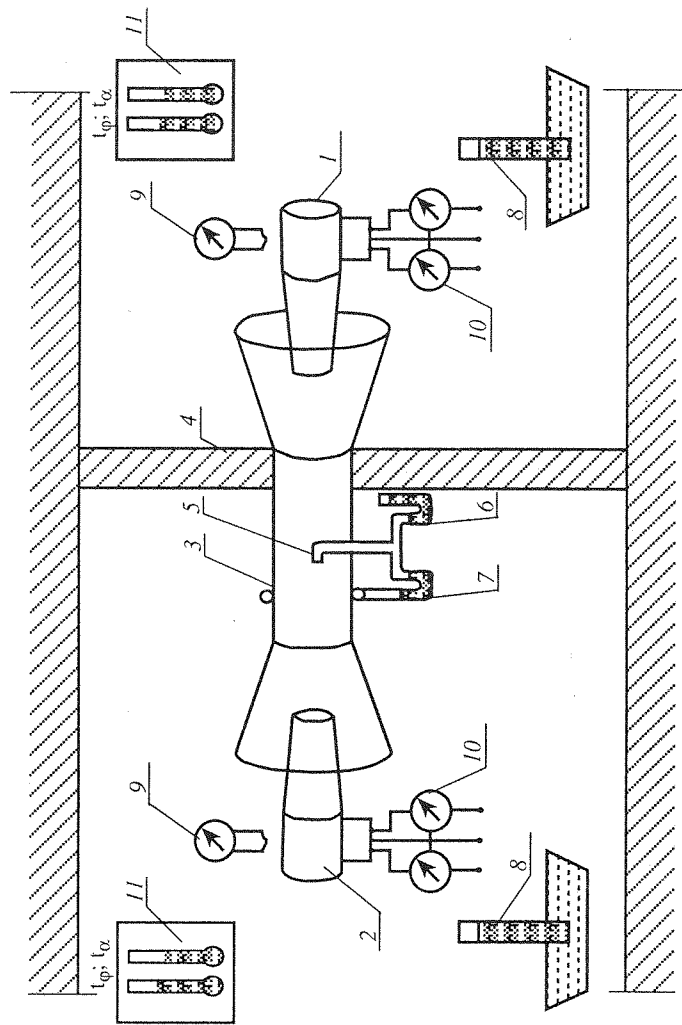


Рис. 6.2. Схема установки для аэродинамических испытаний.

1 — вентилятор, 2 — вентилятор реверсивный, 3 — труба Венгури, 4 — несъемка, 5 — комбинированный приемник давления, 6 — дифманометр для измерения полного давления, 7 — дифманометр для измерения разности давлений, 8 — барометр, 9 — измеритель частоты вращения, 10 — приборы для измерения мощности, 11 — психрометр

После выполнения подготовительных операций переходят к аэродинамическим испытаниям.

ППВУ выполняется по зеркальной схеме в целях создания установки, способной развивать одинаковые параметры (аэродинамические характеристики) при работе, как в нормальном, так и в реверсивном режиме. Поэтому составление аэродинамических характеристик для прямой и реверсивных схем включения ППВУ должны производиться в соответствии с одинаковой программой испытаний. В результате аэродинамических испытаний должны быть получены характеристики ППВУ, определяющие зависимость давления и мощности от подачи, а также кпд.

В процессе испытаний ППВУ определяются следующие параметры:

■ подача воздуха вентилятором (эжектирующей струи) (Q_1), $\text{м}^3/\text{с}$;

■ полное давление вентилятора (p_v), Па;

■ динамическое давление вентилятора (p_d), Па;

■ статическое давление вентилятора (p_{sv}), Па;

■ статический кпд вентилятора (η_s);

■ количество эжектируемого воздуха (Q_2), $\text{м}^3/\text{с}$;

■ подача воздуха установкой (Q_0), $\text{м}^3/\text{с}$;

■ полное давление установки (p_c), Па;

■ динамическое давление установки (p_{cd}), Па;

■ статическое давление установки (p_{cs}), Па;

■ полный кпд установки (η_c).

В качестве расходомера для определения подачи воздуха вентилятором (Q_1) используется входной патрубок вентилятора. Отбор статического давления в расходомере производится приемниками в виде группы отверстий (6—8 шт.), расположенных по периметру внутренней поверхности входного патрубка и объединенных трубкой (рис. 6.3).

Подача вентилятора (эжектирующей струи) определяется по формуле

$$Q_1 = \alpha F_c \left(\frac{2}{\rho_n} p_c \Delta \right)^{0,5}, \quad (6.1)$$

где α — коэффициент расходомера, полученный в результате градуировки с помощью комбинированного приемника давле-

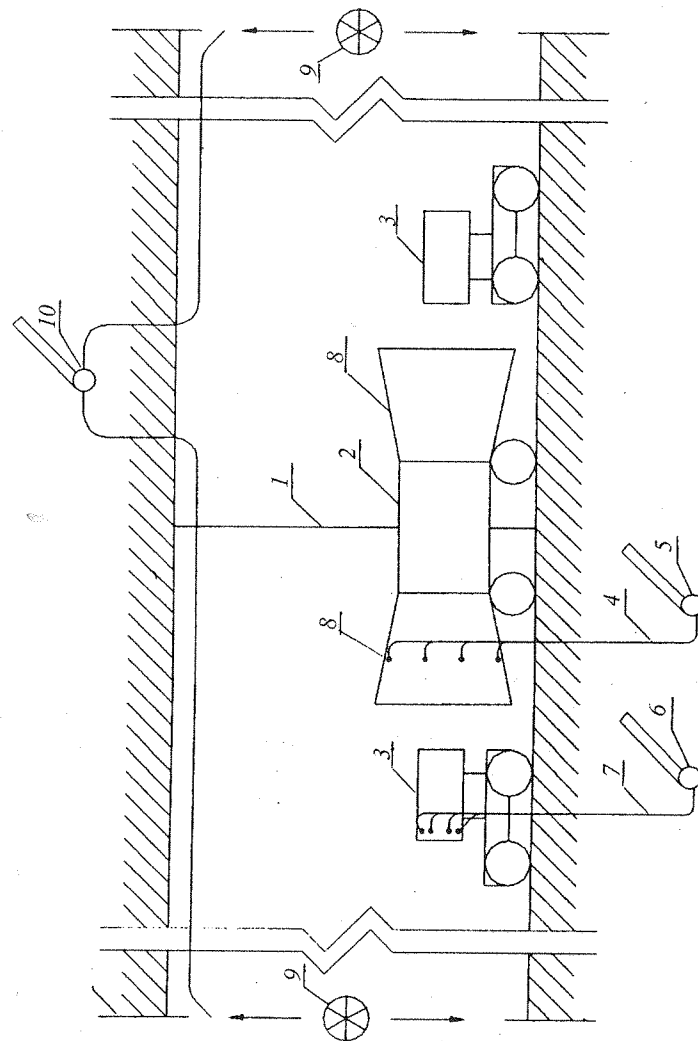


Рис. 6.3. Схема расстановки оборудования и измерительных приборов при испытаниях.

1 — перемычка, 2 — труба Вентури, 3 — вентилятор ВМЭ-6, 4, 7 — измерительные трубки, 5, 6, 10 — микроманометры, 8 — диффузор (конфузор), 9 — анометр, 1 — 1 и 2 — 2 — сечения измерения расхода воздуха

ний; F_c — площадь измерительного сечения расходомера. Определяется как площадь кольцевого сечения между внутренней поверхностью входного патрубка и коком вентилятора за вычетом сечений предохранительной решетки перед измерительным сечением; ρ_n — плотность воздуха при стандартных условиях ($\rho = 101,3$ кПа, $T = 293$ °К); p_c — измеряемая разность давлений в расходомере и выработке. Производится измерителем — микроманометром (2) (ММН-2400), находящимся в выработке перед перемычкой вне зоны всасывания вентилятора; Δ — поправочный коэффициент, учитывающий изменение газовой постоянной воздуха, определяется по номограмме [149].

Параметры воздуха (барометрическое давление, температура и влажность) измеряются барометром (4) и психрометром (5), расположенными в выработке перед перегородкой, также вне зоны всасывания вентилятора (см. рис. 6.2).

Статическое давление вентилятора p_{sv} измеряют микроманометром (6) в виде разницы статического давления в выработке перед перегородкой и в сечении обечайки на выходе из вентилятора. Приемником давления на выходе из вентилятора служат трубки (7) (4—8 шт.), соединенные тройниками (см. рис. 6.3).

Динамическое давление вентилятора p_{dv} определяется по формуле

$$p_{dv} = \frac{\rho_n}{2} \left(\frac{Q_1}{F_B} \right)^2. \quad (6.2)$$

Для измерения мощности, подводимой к электроприводу вентилятора, применяется наиболее распространенная схема по методу двух ваттметров. Приборы (8) для измерения мощности должны быть установлены в выработке перед перегородкой.

Величина общей активной мощности, потребляемой двигателем, равна

$$p_a = \pm W_a \pm W_c, \quad (6.3)$$

где W_a и W_c — показания ваттметров, Вт.

Для метода двух ваттметров

$$p_a = (\alpha_1 + \alpha_2) K_H K_i \cdot C_W, \quad (6.4)$$

где α_1 и α_2 — количество делений на первом и втором ваттметрах; $K_H = U_{1H}/U_{2H}$ — коэффициент трансформации трансформато-

ра напряжений; $K_i = I_{1H}/I_{2H}$ — коэффициент трансформации трансформатора тока; $C_W = U_H I_H / n$ — постоянная ваттметра; n — число делений всей шкалы ваттметра.

При номинальной (или близкой к ней) нагрузке на электродвигатель, испытания по времени проводятся до момента стабилизации температуры обмоток двигателя вентиляторной установки.

Общая подача (расход) ПВВУ $Q_0 = Q_1 + Q_2$ определяется по полям осевых скоростей суммарного потока в сечении 2—2 (см. рис. 6.3) за вентиляторной установкой. Измеряется анемометром (9).

Полное давление, развиваемое установкой, измеряется микроманометром (10) с длинной трубкой, открытый конец которой расположен в измерительном сечении за обечайкой (зоной смешения), в виде разности статических давлений ($p_{s2} - p_{s1}$) в сечениях 2—2 и 1—1 (см. рис. 6.3).

На основе измеренных величин Q_1 , Q_0 , p_{sv} , p_c и N рассчитываются следующие величины:

■ полное давление вентилятора

$$p_v = p_{sv} + p_{dv}; \quad (6.5)$$

■ полный КПД вентилятора

$$\eta = \frac{p_v Q_1}{N}; \quad (6.6)$$

■ статический КПД вентилятора

$$\eta_{sv} = \frac{p_{sv} Q_1}{N}; \quad (6.7)$$

■ величина потерь в вентиляторе в виде разности полного давления вентилятора и динамического давления струи

$$\tau_p = p_v - p_{dv}; \quad (6.8)$$

■ удельная производительность вентилятора

$$Q_v = \frac{\rho u^2}{2} Q / N, \quad (6.9)$$

где $\frac{\rho u^2}{2}$ — условное динамическое давление окружной скорости рабочего колеса вентилятора; ρ — плотность воздуха при испытаниях; u — окружная скорость рабочего колеса, м/с;

$$u = \frac{\pi n D}{60}; \quad (6.10)$$

n — частота вращения рабочего колеса, мин^{-1} ; D — диаметр рабочего колеса вентилятора, м;

■ удельная производительность вентиляторной установки

$$Q_c = \rho \frac{U^2}{2} Q_0 / N; \quad (6.11)$$

■ кпд вентиляторной установки. Определяется как отношение мощности потока, развиваемой установкой к мощности потока, выходящего из вентилятора

$$\eta_c = \frac{P_c Q_0}{(P_{0,3} - P_{0,1}) Q_1}; \quad (6.12)$$

■ статическое давление установки

$$P_{cs} = P_{s2} - P_{s1} - P_{d1}, \quad (6.13)$$

где P_{s2} , P_{s1} — статическое давление в сечении 2—2; 1—1 соответственно; P_{d1} — динамическое давление в сечении 1—1.

Все приборы для прямого измерения величин при испытаниях должны иметь класс точности не ниже 0,5—1,0 и свидетельства о госпроверке. Данные испытаний приводятся к стандартному воздуху [108]. Результаты испытаний оформляются актом.

Погрешность измерения объемного расхода определяется как средняя квадратичная относительная погрешность:

$$\tau = [\tau_\alpha^2 + \tau_{F_c}^2 + 1/4(\tau_\rho^2 + \tau_{p_c}^2)]^{0.5}. \quad (6.14)$$

Погрешность определения коэффициента расхода:

$$\tau = [1/4(\tau_{p_d}^2 + \tau_{p_c}^2) + \tau_u^2]^{0.5}, \quad (6.15)$$

где $\tau_{p_d} = (\tau_\rho^2 + 4\tau_Q^2 + 16\tau_D)^2$ — погрешность определения динамического давления; $\tau_{p_c} = [\tau_M^2 + \tau_i^2]$ — погрешность измерения разности давления в расходомере; $\tau_u = 0,1 U$ — погрешность, учитывающая неравномерность потока u в сечении F_c ; $\tau_\rho = [\tau_{p_a}^2 + \tau_{v_2}^2 + \tau_{kR}^2]^{0.5}$ — погрешность определения плотности воздуха; $U = [(C_{\max} - C_{\min})2C]100$ — скорость потока; τ_{p_a} — погрешность измерения и определения абсолютного давления воздуха, поступающего в вентилятор; τ_t — погрешность измерения температуры; τ_{kR} — погрешность определения газовой постоянной R влажного воздуха; τ_M — погрешность градуировки манометра; τ_i — погрешность учета влияния температуры на показания манометра.

Погрешность измерения давлений:

$$\tau_h = 1/2(0,5 \text{ мм/л})100; \quad \tau_h = \tau_{p_c}. \quad (6.16)$$

Погрешность измерения площади измерительного сечения:

$$\tau_{F_c} = 2\tau_{D_c}. \quad (6.17)$$

Погрешность определения потребляемой мощности:

$$\tau_N = [\tau_{p_2}^2 (p_2/N)^2]^{0.5}, \quad (6.18)$$

где

$$\tau_{p_2} = \left[\left(\frac{1}{2} \frac{W_{\max}}{W_{\text{изм}}} 100 \right)^2 + \tau_\eta \delta \right]^{0.5} —$$

погрешность определения мощности на валу электродвигателя; $\tau_\eta \delta = 1,0$ — погрешность определения кпд электродвигателя.

Погрешность вычисления кпд:

$$\tau_\eta = [\tau_Q^2 + \tau_\rho^2 + \tau_N^2]^{0.5}. \quad (6.19)$$

Погрешность определения расходов анемометром:

$$\tau_Q = (\tau_{C_0}^2 + \tau_{F_0}^2)^{0.5}, \quad (6.20)$$

где τ_{C_0} — погрешность анемометра; τ_{F_0} — погрешность определения площади сечения.

При проведении испытаний необходимо выполнять следующие правила техники безопасности:

■ до начала выполнения исследовательских работ на ППВУ оформить наряд-допуск с конкретным перечнем выполняемых работ, согласно установленной формы;

■ перед проведением работ всем исследователям необходимо пройти инструктаж по общим правилам техники безопасности в отделе ТБ рудника, а по производству работ — на участке вентиляции подземных горных выработок;

■ при проведении электрических замеров руководствоваться “Инструкцией по рабочим местам для электрослесарей по ремонту оборудования в шахте”. Подключение электроизмерительных приборов производится электрослесарем прикрепленным к бригаде исследователей;

■ при проведении работ необходимо руководствоваться требованиями ПТБ и ПТЭ;

■ все работы по производству замеров ведутся в присутствии ответственного лица технического надзора рудника.

6.2. ШАХТНЫЕ ИСПЫТАНИЯ И ПОЛУЧЕНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ППВУ

Вентиляционные сети калийных рудников имеют большое эквивалентное отверстие с ТПЗ, которым присущи следующие признаки [182, 260]:

■ падение депрессии в выработках рабочей зоны (от воздухоподающей до вентиляционной выработки) не определяется существующими методами проведения воздушно-депресссионных съемок;

■ применение отрицательного регулирования при воздухораспределении в руднике не оказывает влияния на количество воздуха, поступающего на этот участок вентиляционной сети;

■ применение положительного регулирования с помощью ВУГП не оказывает влияния на количество воздуха, поступающего в данную зону;

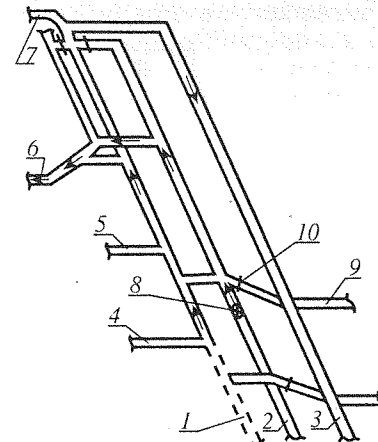
■ количество воздуха, проходящего по выработкам рабочей зоны, — менее расчетного;

■ поступление воздуха в зону зависит по направлению и по количеству от работы ленточных конвейеров и автотракторной техники.

Специфика формирования газовой обстановки на калийных рудниках Верхнекамского месторождения состоит в том, что

Рис. 6.4. Схема подачи воздуха на горный участок № 5 (5-бис, западная панель).

1 — главный северный откаточный штрек, 2 — главный северный закладочный штрек, 3 — главный северный вентиляционный штрек, 4 — 3-бис, западная панель, 5 — 4-бис, западная панель, 6 — выемочный штрек (5-бис, западная панель); 7 — 6-бис, западная панель, 8 — ППВУ, 9 — 3-бис, восточная панель, 10 — перемычка



опасные скопления газов, приводящие к возникновению аварийных ситуаций, возможны только в выработках рабочих зон газоносных пластов при отсутствии или нарушении режима их проветривания. За пределами рабочих

зон на поступающих и исходящих струях блоков, добычных участков, панелей, пластов (даже наиболее газоносного карналлитового пласта), в общерудничных исходящих струях в течение всего времени эксплуатации рудников с помощью существующих методов и приборов газового контроля не обнаружено содержания горючих газов.

Одно из наиболее действенных мероприятий [260] для нормализации вентиляции ТПЗ — положительное регулирование [210] посредством ППВУ [165, 233]. Первые испытания ППВУ проводились на руднике БКРУ-1 АО “Уралкалий”.

ППВУ была изготовлена силами подземной электромеханической мастерской и установлена на главном северном закладочном штреке, являющимся воздухоподающим для горного участка № 5 рудника БКРУ-1. Место установки — между 2-бис и 3-бис восточными панелями (рис. 6.4). Таким образом, со стороны “всаса” ППВУ находится воздухоподающая выработка, начинающаяся в околоствольном дворе ствола № 1 и не имеющая аэродинамических связей с выработанным пространством (установлено семь перемычек по длине штрека).

По указанию органов Госгортехнадзора до запуска ППВУ была смонтирована схема вывода информации о работе вентиляторной установки на пульт диспетчера рудника.

ППВУ состоит (рис. 6.5) из рабочего (1а) и резервного (1б) вентиляторов типа ВМЭ-6, размещенных перед конфузореом трубы Вентури (5) для обеспечения работы ППВУ в нормаль-

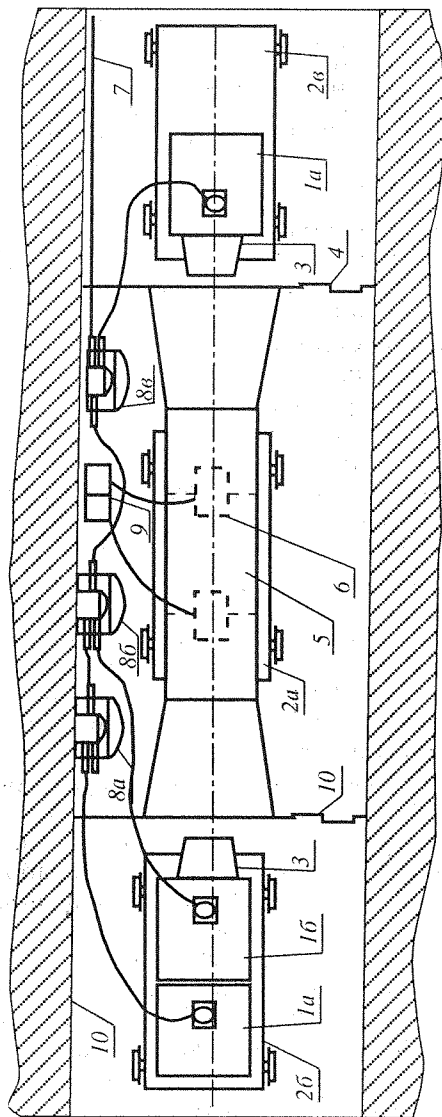


Рис. 6. 5. Компонировка вентиляторной установки ППВУ в горной выработке (вид сверху) (усл. обозн. см. текст)

ном режиме, реверсивного вентилятора (*1в*) того же типоразмера, установленного со стороны диффузора трубы Вентури (*5*).

ППВУ устанавливается в горной выработке и работает через перемычки (*4*), в которых устанавливается проход для людей или проезда транспорта. Для перемещения ППВУ отдельные части ее смонтированы на остовах (рамах) серийно выпускаемых вагонеток (*2а*) и (*2в*) соответственно для рабочего, резервного и реверсивного вентиляторов, (*2б*) — трубы Вентури. Рабочий и реверсивный вентиляторы снабжены соплами (*3*). Оси вентиляторов совпадают с осью трубы Вентури. В прямооточной части трубы Вентури устанавливаются два датчика (*6*) аппаратуры контроля за проветриванием тупиковых выработок (АПТВ) [249] для рабочего (резервного) и реверсивного вентиляторов, рядом с трубой Вентури (в удобном месте горной выработки) размещается пульт управления (*9*) АПТВ, который имеет выходы (*10*) к диспетчеру. Работу вентиляторов обеспечивают магнитные пускатели (*8а*) и (*8б*) для прямого режима работы, (*8в*) — для реверсивного, которые через питающий кабель (*7*) соединяются с подстанцией.

ПВВУ в прямом режиме работает следующим образом: напряжение по питающему кабелю (*7*) подается на магнитные пускатели (*8*), включается один из вентиляторов — рабочий (*1а*) (резервный — *1б*), установленных на остовах (раме) вагонетки (*2а*) со стороны конфузора трубы Вентури. Струя воздуха из вентилятора через сопло (*3*) направляется в прямооточную часть трубы Вентури (*5*), длина которой рассчитана на полное раскрытие струи в ней, а через конфузор, благодаря эжектирующему эффекту, воздух поступает из горной выработки, в которой перемычки (или перемычка) (*4*) обеспечивают рециркуляцию воздуха.

При необходимости реверсирования воздушной струи останавливается рабочий (резервный) вентилятор и включается реверсивный (*1в*). АПТВ обеспечивает автоматический контроль поступления воздуха от реверсивного вентилятора.

При совместном реверсировании ВУГП и ППВУ расход воздуха в горной выработке равен расходу в прямом режиме работы ППВУ. Подача ППВУ при реверсировании струи с ее помощью без общешахтной реверсии (при разгазировании участка вентиляционной сети) определяется экспериментально. Если опрокидывание воздушной струи не предусматривается планом ликвидации аварий, то реверсивный вентилятор может не устанавливаться.

Автоматизация и диспетчеризация управления обеспечиваются АПТВ, предназначенной для контроля за поступлением воздуха от вентиляторов в шахтах, опасных по газу и пыли, автоматического отключения электроэнергии при нарушении нормального режима проветривания выработок, автоматизированного управления ППВУ.

АПТВ обеспечивает [57]:

- непрерывный автоматический контроль за скоростью воздуха;

- автоматизированное местное и диспетчерское управление через систему телемеханики рабочим, резервным и реверсивным вентиляторами;

- автоматическое включение резервного вентилятора при отключении рабочего (при поступлении команды на запуск вентилятора или автоматическом повторном включении его действует рабочий вентилятор или в аварийной ситуации — резервный);

- автоматическое переключение аппаратуры и контролирующего пункта телемеханики на резервную линию питания напряжением 36В (при исчезновении питания в рабочей линии) и обратно — при восстановлении напряжения рабочей сети;

- выдачу сигналов в системе телемеханики: а) об управлении рабочим или резервным вентиляторами; б) о снижении скорости воздуха до величины, меньше заданной в установке; в) о наличии напряжения в резервной сети;

- местную световую сигнализацию о включенном или отключенном состоянии рабочего, резервного и реверсивного вентиляторов, о нормальном и аварийном режимах проветривания;

- самоконтроль основных элементов схемы, а также защиту от замыкания и обрыва цепи, соединяющей устройство с датчиком.

Аэродинамическая схема ППВУ показана на рис. 5.9. Назовем основные геометрические параметры эжектора с цилиндрической камерой смешения:

- отношение площадей поперечных сечений выходных сопел для эжектирующего и эжектируемого воздуха. Эжектор с относительно малой площадью камеры смешения — высоконапорный, но имеет низкий коэффициент эжекции. Нам же больше интересуют увеличение подачи при сравнительно небольшом напоре;

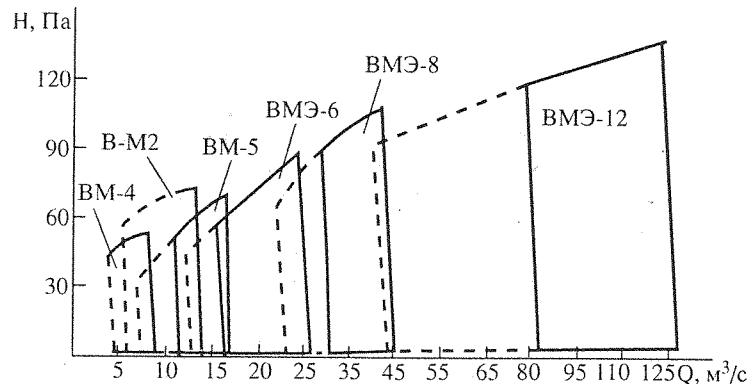


Рис. 6.6. Аэродинамические характеристики ППВУ

- угол раскрытия диффузора $f = F_1/F_2$ — отношение площадей на выходе их диффузора и на входе в него. С увеличением f снижается статическое давление в камере смешения и возрастает коэффициент эжекции;

- относительная длина камеры смешения L/D — 8—10, однако для практических условий размещения ППВУ в горных выработках оно не должно превышать 3,0—3,5.

Цель испытаний:

- определение аэродинамических характеристик при различных режимах работы ППВУ;

- определение воздухораспределения в вентиляционной сети горного участка № 5 при работающей ППВУ в оптимальном режиме и сравнение данного воздухораспределения с движением воздуха по горным выработкам при отключенной ППВУ.

Испытания проводились в строгом соответствии с “Методикой проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике”.

В результате испытаний ППВУ определены подача и давление вентиляторной установки при различных режимах (менялось сопротивление сети), на основании которых получены аэродинамические характеристики (рис. 6.6).

При работе ППВУ на существующую вентиляционную сеть горного участка № 5 достигнуто пятикратное увеличение количества воздуха, поступающего по главному северному закладочно-

му штреку на проветривание горного участка № 5 (1236 м³/мин против 225 м³/мин до испытаний).

При работе ППВУ количество воздуха, поступающего на проветривание горных выработок горного участка № 5 по главному северному откаточному штреку и главному северному закладочному штреку, составило 1470 м³/мин, что соответствует необходимому количеству воздуха для проветривания участка.

Воздухораспределение на горном участке № 5 соответствует схеме проветривания, разработанной службой вентиляции рудника и представленной в плане горных работ.

Воздухораспределение в основных выработках рудника сохранилось по направлениям, количество воздуха, поступающего на проветривание северного крыла рудника, увеличилось на 1330 м³/мин. Это произошло за счет перераспределения воздуха между северным и южным крыльями шахтного поля и снижения утечек по пути следования воздуха по главному северному закладочному штреку.

Количество воздуха, поступающего на южное крыло шахтного поля, составляет 16 625 м³/мин против 17015 м³/мин до включения ППВУ. Утечки воздуха по главному северному закладочному штреку — 621 м³/мин против 1372 м³/мин до включения ППВУ.

Количество воздуха, поступающего на 2-бис восточной панели (горный участок № 3), находящейся перед горным участком № 5 по пути движения воздуха, составило 832 м³/мин, что практически равно поступлению до включения ППВУ.

Испытания ППВУ проводились для нормализации вентиляции ТПЗ на калийных рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений [41, 47, 48, 182, 260].

Выявлены работоспособность и надежность работы ППВУ и возможность использования ее для нормализации вентиляции ТПЗ калийных рудников или любых других участков вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием [223—225, 233, 240, 291].

Особо следует отметить постоянство аэродинамических характеристик ППВУ независимо от места расположения и сечения горной выработки, в которой она установлена [49, 215, 240, 294].

На основании модельных и опытно-промышленных испытаний ППВУ [13—18] получены аэродинамические характеристики для разных марок вентиляторов. Характерным является тот

факт, что для нерегулируемых вентиляторов в ППВУ (В-2М, ВМ-4) можно получить зону использования за счет перемещения сопла эжектирующего воздуха относительно камеры смешения (см. рис. 6.6). Пунктиром показана область работы вентиляторных установок, регулируемая путем перемещения сопла вентилятора относительно камеры смешения.

Промышленные испытания шести ППВУ, проведенные в течение пяти лет на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей, показали высокую надежность их работы, что позволяет обеспечить устойчивую вентиляцию труднопроветриваемых зон.

Вентиляторная установка предназначена для перераспределения воздуха в участках вентиляционной сети шахт, рудников, тоннелей, метрополитенов с эквивалентным отверстием свыше 1,5—2 м², для нормального проветривания горного участка шахт, рудников в соответствии с требованиями раздела 4 ЕПБ [117] для вспомогательных вентиляторных установок, оперативного разгазирования горных выработок и активного проветривания забоев.

6.3. СПОСОБЫ РЕГУЛИРОВАНИЯ И ОПТИМИЗАЦИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ППВУ

Подача и давление ППВУ при работающих вентиляторах регулируются следующим образом.

На ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12 — торцевым ключом поворачивается механизм одновременного плавного бесступенчатого отклонения лопаток направляющего аппарата на угол в диапазоне от +45° до -50°. При отклонении лопаток в сторону “плюса” (против направления вращения рабочего колеса) подача и давление ППВУ возрастают, в сторону “минуса” (по направлению вращения) — уменьшаются;

На ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12, В-2М — снижением коэффициента эжекции посредством изменения расстояния между выходным сечением сопла и прямоочной частью трубы Вентури от оптимальной величины.

Опытно-промышленные испытания ППВУ подтвердили правильность зависимостей для определения оптимальных размеров установки полученных на основании результатов модельных испытаний, результаты расчетов по которым приведены в табл. 5.1 (схема изображена на рис. 5.9).

Таблица 6.1

Основные технические данные ППВУ

Параметр	Вентилятор					
	ВМ-4	В-2М	ВМЭ-5	ВМЭ-6	ВМЭ-8	ВМЭ-12
Подача, м ³ /с	4—8	7—13	8—15	16—25	29—45	80—127
Полное давление, Па	25—410	20—460	15—790	30—900	15—900	15—1190
Габариты, мм						
Длина	11 000	11 500	11 000	14 000	17 000	23 000
Высота	1170	1200	1380	1590	2000	2820
Ширина	820	1250	1030	1240	1650	2470
Масса, кг	4100	3800	4700	5000	6200	10 700

Основные технические данные ППВУ для различных типов вентиляторов приведены в табл. 6.1.

Область применения ППВУ может быть значительно расширена. Такие установки с успехом могут быть использованы для беструбного проветривания тушиковых выработок небольшой протяженности, особенно при необходимости их быстрого разгазирования. Высокая эффективность может быть получена при эксплуатации ППВУ в качестве вентиляторов-турбулизаторов в камерах большого объема или в других условиях для ликвидации застойных зон.

6.4. ШАХТНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ППВУ ДЛЯ РАЗГАЗИРОВАНИЯ СИСТЕМЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

5 января 1995 г. на руднике СКРУ-2 произошел массовый обвал пород кровли с выделением из разрушенных пород газов (метано-водородной смеси, углекислого газа, угарного газа и др.) в общем объеме до 900 тыс. м³ [168]. Газовыделения сопровождались взрывами, опрокидыванием вентиляционной струи по всем направлениям и разрушением вентиляционных сооружений ударной волной. На вечер 6 января 1995 г. загазованными оказались выработки на общей площади 2 300 000 м² по трем обрабатываемым пластам (Кр-2; АБ; Вс) северо-восточной части шахтного поля рудника.

Разгазирование производилось в следующей последовательности:

■ ограничивались внешние утечки воздуха, а подача ВУГП доводилась до максимальной;

■ сдерживалось поступление воздуха на западное крыло рудника;

■ ограничивалось поступление воздуха в юго-восточную часть шахтного поля рудника;

■ восстанавливались вентиляционные сооружения на главных направлениях;

■ восстанавливались перемычки и ставились новые в загазованной части рудника;

■ производились постоянные (с периодичностью 4—6 ч) замеры состава воздуха и воздушные съемки.

В ходе ведения работ было задействовано до ста вентиляционных сооружений. Разгазирование осложнялось тем, что обрушение произошло в отработанном пространстве на краю шахтного поля — в зоне, которая в момент отработки была труднопроветриваемой. При этом часть загазованного пространства оказалась отрезанной обвалом от существующих воздухоподающих выработок, а исходящая струя из остальной части загазованной зоны перерезалась почти на половину обрушением. Внутри загазованной зоны образовались рециркуляционные контуры под воздействием повышенной температуры пород, обрушившихся в камерах, где произошли взрывы газов.

В результате проведенных мероприятий к 21 ч 12 января 1995 г. с западной стороны в район загазования наладили подачу свежего воздуха в объеме 320 м³/мин. При этом газовыделения продолжались и обстановка в загазованной части рудника ухудшалась (параметры газовой смеси приближались к треугольнику взрываемости).

На основании рекомендаций экспертной комиссии по вентиляции были применены и испытаны ППВУ для разгазирования и активной вентиляции горных выработок в районе массового обрушения.

Цель испытаний — определение возможности эффективно разгазирования значительных площадей сильноразветвленных горных выработок большого сечения с применением серии ППВУ при значительно нарушенной схеме вентиляции.

На 9-й день аварии (13 января 1995 г.) на выемочном штреке 1 северо-восточной панели (СВП) (рис. 6.7) была установлена и опробована (с 2 ч до 3 ч 30 мин), а затем в 15 ч включена в постоянную работу ППВУ № 1, которая работала с подачей 1550

м³/мин и обеспечивала поступление свежего воздуха со 2-й северо-западной панели (СЭП) к западной границе обрушения. Однако ввиду большого аэродинамического сопротивления воздух не омывал камеры непосредственно у обрушения, а лишь позволил начать разгазирование юго-западной части зоны загазования. Поэтому на исходящей струе, на фланговом северо-восточном вентиляционном штреке, 14 января 1995 г. в 6 ч была запущена в работу ППВУ № 2 (см. рис. 6.7). Ее роль состояла в организации сброса воздуха, подаваемого ППВУ № 1 в северо-восточном направлении, что удалось выполнить. Таким образом, более половины загазованной зоны начало активно проветриваться.

Северная и северо-восточная части у границы шахтного поля оставались не проветриваемыми. Для ускоренной активизации проветривания на северном и на южном вентиляционных штреках I СВП установили соответственно ППВУ № 3 (опробована 14.01.95 г. с 21 до 23 ч, включена в постоянную работу с 7 ч 15.01.95) и ППВУ № 4 (включена в постоянную работу 15.01.95 с 18 ч 30 мин). Утром 16 января 1995 г. службами ВГСЧ и рудника превышений ПДК по газам не обнаружилось, и в 16 ч 16 мин ликвидация аварии приказом командира отряда ВГСЧ прекращена.

Аэродинамическая схема ППВУ создана по принципу эжектирующего эффекта, что позволяет регулировать подачу установок в широких пределах. Все ППВУ имели вентилятор типа ВМЭ-6. Схема проветривания последовательно-параллельная. Разная производительность ППВУ говорит о том, что вентиляторные установки работают на участки вентиляционной сети с разным аэродинамическим сопротивлением.

Все предпринятые меры выполнялись в полном соответствии с «Методикой проведения экспериментальных исследований по вентиляции труднопроветриваемых рабочих зон (ТПРЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей» [182], согласованной в Госгортехнадзоре РФ 1.10.93 г., и техническим описанием и руководством по эксплуатации «Передвижная подземная вентиляторная установка (ППВУ) с вентиляторами типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12, В-2М» [233].

Поставленная цель достигнута за 82 ч с начала работы ППВУ № 1 и через 19 ч после включения всей серии ППВУ [19]. Превышений ПДК по газам в районе обрушения не обнаруживалось.

Массовое обрушение в северо-восточной части шахтного поля рудника СКРУ-2 АО «Сильвинит» позволило выявить следующие закономерности:

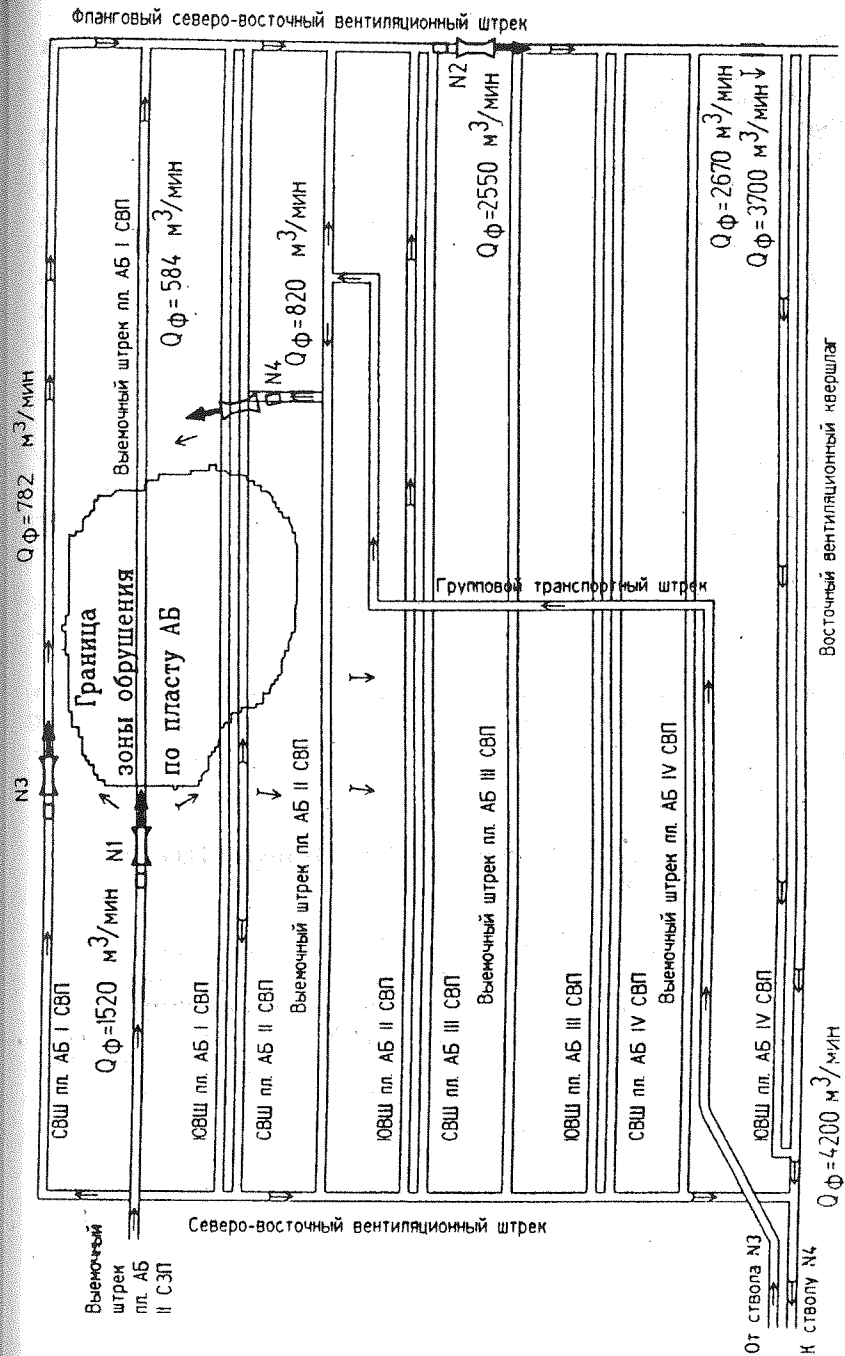


Рис. 6.7. Схема проветривания загазованной части шахтного поля рудника СКРУ-2 АО «Сильвинит» с применением четырех ППВУ

■ аварийные ситуации с массовыми обрушениями способны привести к полному или значительному нарушению вентиляционной сети рудника;

■ традиционные мероприятия, связанные с отрицательным регулированием вентиляционной системы, очень трудоемки и малоэффективны в вентиляционной сети с малым аэродинамическим сопротивлением (за 8 сут непрерывной работы не удалось начать эффективное проветривание загазованной зоны);

■ способ разгазирования участка шахтного поля при возникновении крупной аварийной ситуации с применением серии (как показала практика, не менее трех) ППВУ наряду с минимальным по объемам строительством перемычек позволяет наладить эффективную схему вентиляции в нарушенной вентиляционной сети рудника;

■ при реконструкции и развитии вентиляционных сетей рудников следует использовать теоретические и экспериментальные исследования по применению ППВУ для нормализации проветривания в вентиляционных системах рудников с большим эквивалентным отверстием;

■ проветривать северо-восточную часть шахтного поля целесообразно с помощью серии ППВУ на весь срок ведения горных работ;

■ целесообразно иметь на рудниках несколько комплектов ППВУ для восстановления вентиляции в труднопроветриваемых зонах и разгазирования горных выработок в аварийных ситуациях.

6.5. ПОДЗЕМНАЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНАЯ ВЕНТИЛЯТОРНАЯ УСТАНОВКА (ПВВУ)

В вентиляционных сетях или участках вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием, требующих повышенного расхода воздуха (где ППВУ не обеспечивает необходимую подачу), возможен вариант установки ПВВУ без перемычки с использованием части горной выработки в составе ПВВУ [241]. Аэродинамическая схема ПВВУ разработана ПермГТУ и Горным институтом УрО РАН.

ПВВУ является реверсивной и состоит из двух рабочих, одного резервного, одного реверсивного вентиляторов (типа ВМ, ВМЭ), расположенных в одном сечении прямоочной части гор-

ной выработки, равной 10 калибрам выработки (5 калибров выработки в сторону нагнетания от центрального сечения вентиляторов и 5 калибров — в сторону всаса), аппаратуры АПТВ, электрооборудования, расположенных в прямоочной части горной выработки.

Конструкция базовых вентиляторов (типа ВМ, ВМЭ) ПВВУ позволяет использовать в работе одновременно несколько вентиляторов, расположенных в одном сечении выработки в зависимости от преодолеваемого сопротивления вентиляционной сети (выработок).

Вентиляторная установка эксплуатируется в соответствии с требованиями раздела 4 ЕПБ для вспомогательных вентиляторных установок и предназначена для перераспределения воздуха в участках вентиляционной сети шахт, рудников с эквивалентным отверстием свыше 2 м². Место установки ПВВУ в вентиляционной сети и выбор нового места размещения ее в целях улучшения проветривания участка определяется начальником участка вентиляции рудника, утверждается главным инженером рудника (по результатам воздушно-депресссионных съемок). ПВВУ (рис. 6.8—6.10) состоит из двух рабочих (1а), (1б), одного резервного (1в) и одного реверсивного (1г) вентиляторов типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12, В-2М, установленных в прямоочной (прямолинейной) части сооружения или горной выработки (4), и обеспечивает как нормальный, так и реверсивный режимы работы.

Вентиляторы устанавливаются в горной выработке (4) симметрично относительно оси выработки у стенок так, чтобы оставался посередине проход для людей или проезда транспорта.

Для транспортирования ПВВУ отдельные части ее смонтированы на остовах (рамах) (3) серийно выпускаемых вагонеток ВГ-3,3 (или подобных типов), а при отсутствии вагонеток применяются салазки соответствующей массы и габаритов.

Рабочий (1а) и резервный (1в) вентиляторы устанавливаются на остовах (раме) (3а) одной вагонетки — рабочий над резервным, а второй рабочий (1б) и реверсивный (1г) вентиляторы — на остовах (раме) (3б) другой вагонетки — рабочий над реверсивным. Все вентиляторы снабжены соплами (2). Оси рабочих вентиляторов (1а) и (1б) составляют центральный угол 16°, резервный вентилятор (1в) соосен в вертикальной плоскости с рабочим вентилятором (1а), а реверсивный (1г) повернут соплом (2) в противоположную сторону по отношению к вентилятору (1б) и его ось с осью выработки составляет угол 8°.

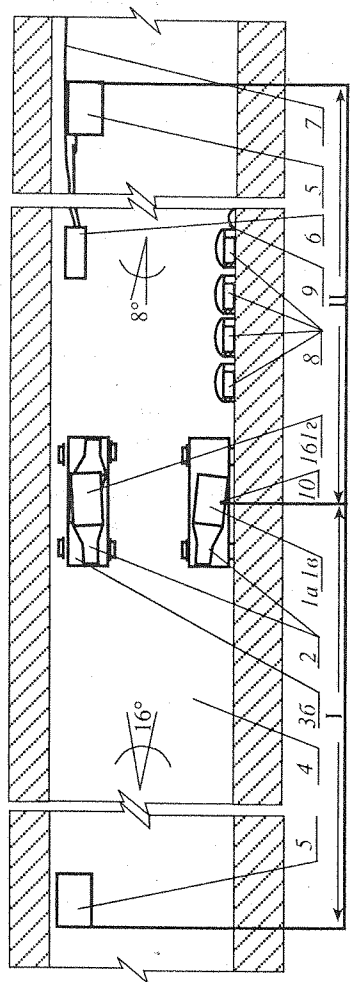


Рис. 6.8. Компоновка вентиляторной установки ПВВУ в горной выработке (вид сверху).
 1 — вентилятор (а, б — рабочий, в — резервный), 2 — сопло, 3 — остов вагонетки ВГ-3, 3 (а — для 1а и 1в, б — для 1б и 1г), 4 — прямоточная часть горной выработки, 5 — датчик аппаратуры АПТВ, 6 — пульт аппаратуры АПТВ, 7 — вывод к диспетчеру руинника, 8 — пускатели вентиляторов, 9 — питающий кабель, (660 В), 10 — конструкция крепления вентиляторов на остове вагонетки, 1 — длина рабочей стороны, равная 5 калибрам, 11 — длина реверсивной стороны, равная 5 калибрам

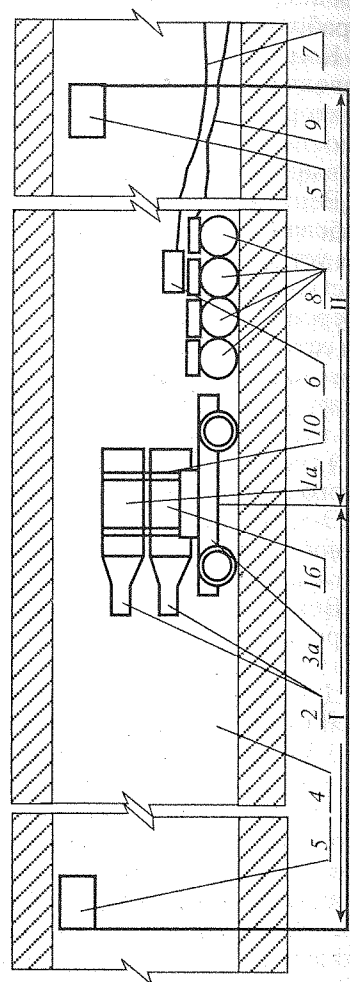


Рис. 6.9. Компоновка вентиляторной установки ПВВУ в горной выработке (вид сбоку, усл. обозн. см. рис. 6.8)

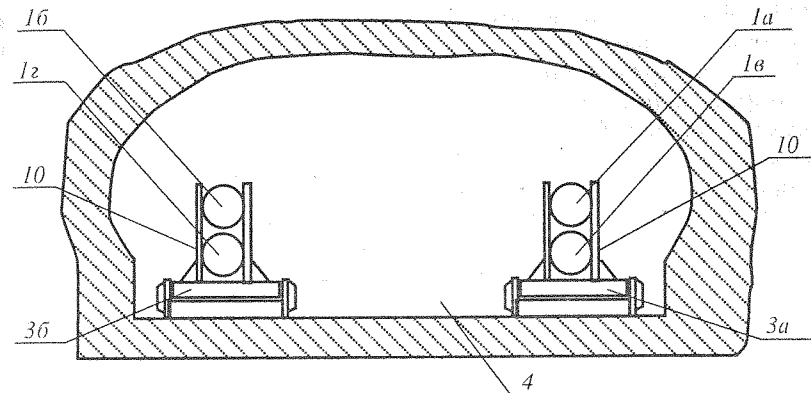


Рис. 6.10. Компоновка вентиляторной установки ПВВУ в горной выработке.
 1 — вентилятор (а, б — рабочий, в — резервный, г — реверсивный), 3 — остов вагонетки ВГ-3, 3 (а — для 1а и 1в, б — для 1б и 1г), 4 — прямоточная часть горной выработки, 10 — конструкция крепления вентиляторов на остове вагонетки

В прямоточной части горной выработки (4) устанавливается датчик (5) аппаратуры АПТВ для рабочего и реверсивного режимов работы ПВВУ, а пульт управления (6) аппаратуры АПТВ находится в удобном для этого месте горной выработки (4) и имеет выходы (7) к диспетчеру.

Для обеспечения работы вентиляторов (1а, 1б, 1в, 1г) устанавливают магнитные пускатели (8а, 8б, 8в и 8г), которые через питающий кабель (9) получают напряжение с участковой подстанции. У вентиляторов ВМ-6 перед рабочим колесом устанавливается направляющий аппарат с устройством для регулирования производительности путем изменения направления потока на входе в рабочее колесо поворотом резиновых лопаток направляющего аппарата. На кожухе вентилятора имеются стрелки, показывающие направление потока воздуха и направление вращения колеса. Направление стрелок на кожухе должно совпадать с направлением вращения колеса.

Работа ПВВУ (см. рис. 6.8—6.10) осуществляется следующим образом.

1. Работа ПВВУ. Напряжение по питающему кабелю (9) подается на магнитные пускатели (8а, 8б, 8в) и при прямой работе от пускателя (8а) и (8б) происходит включение вентиляторов (1а и 1б), установленных на остовах (рамах) вагонеток (3а и 3б). Струя воздуха из вентилятора (1а и 1б) через сопло (2а и 2б) по-

падает в прямоточную часть горной выработки (4), длина которой обеспечивает полное раскрытие эжектирующей струи в ней (длина прямоточной части горной выработки не менее 5 калибров выработки) и перемешивание эжектирующего и эжектируемого воздуха. За счет эжектирующего эффекта эжектируемый воздух поступает в прямоточную часть горной выработки (4), где смешивается с эжектирующим воздухом и далее поступает к потребителю. Аппаратура АПТВ 5, 6 обеспечивает автоматический контроль поступления воздуха от вентиляторов типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12. При этом режиме работают вентиляторы (1а и 1б), а вентилятор (1в) является резервным. Реверсивный вентилятор (1г) не включается.

2. Работа ПВВУ в реверсивном режиме. При необходимости произвести реверсию воздушной струи останавливаются вентиляторы (1а и 1б) и включаются в режиме реверсии, в этом же режиме действует вентилятор (1в), а в прямом режиме работает, реверсивный вентилятор (1г).

При совместном реверсировании ВУГП и ПВВУ подача ПВВУ равна не менее 60 % производительности ПВВУ в прямом режиме работы. При применении реверсирования струи с помощью ПВВУ без общешахтной реверсии (при разгазировании участка) подача ПВВУ определяется экспериментально.

ПВВУ, расположенные на участках, в которых по плану ликвидации аварий (ПЛА) предусмотрена необходимость опрокидывания воздушной струи, должны быть снабжены реверсивным вентилятором. Если опрокидывание воздушной струи не предусматривается планом ликвидации аварий, то реверсивный вентилятор может не устанавливаться. Режим работы ПВВУ определяется ПЛА.

При выборе режима работы ПВВУ следует пользоваться аэродинамическими характеристиками установки (рис. 6.11).

Подача и давление ПВВУ (с вентиляторами типа ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12) регулируются при работающих вентиляторах, при этом посредством торцевого ключа поворачивается механизм одновременного планового бесступенчатого отклонения лопаток направляющего аппарата на угол в диапазоне от +45° до -50°. При отклонении лопаток в сторону "плюса" (против направления вращения рабочего колеса) подача и давление ПВВУ возрастают, а в сторону "минуса" (по направлению вращения) — уменьшаются.

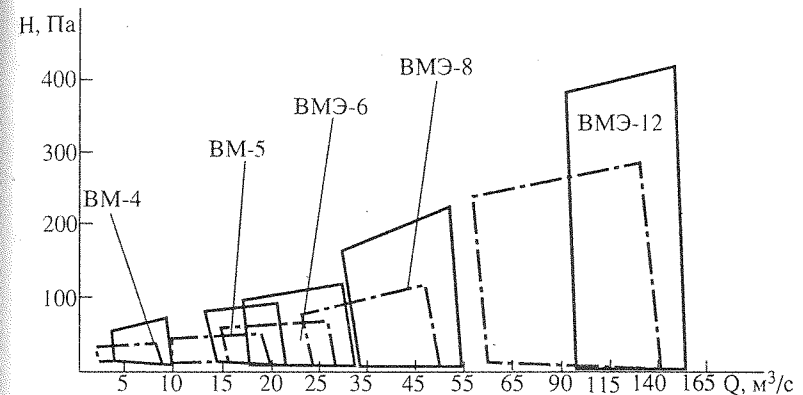


Рис. 6.11. Аэродинамические характеристики ПВВУ

Подача и давление ПВВУ регулируются за счет снижения коэффициента эжекции от его максимального значения в сторону уменьшения посредством изменения угла оси вентиляторов относительно продольной оси прямоточной части горной выработки.

6.6. ШАХТНЫЕ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ СПОСОБА АКТИВНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ОЧИСТНЫХ ЗАБЕОВ ТУПИКОВЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В соответствии с "Методикой..." [183, 184] проведены шахтные опытно-промышленные испытания способа и средств активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок на рудниках АО "Уралкалий" и АО "Сильвинит" в период с 1.07.93 г. по 30.05.97 г. посредством ЗУАП, установленной на передней части бункера-перегрузателя комбайнового комплекса со стороны, противоположной кабине машиниста комбайна [21—25, 195].

Цель испытаний — определение функциональной пригодности, технологичности, аэродинамических параметров, эксплуатационной надежности и безопасности способа и средств активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок, проводимых проходческо-очистным комплексом.

Наиболее характерная серия опытно-промышленных испытаний была проведена на горном участке № 4—10-й восточной

панели рудника БКРУ-4 АО "Уралкалий" на пяти комбайновых комплексах с комбайнами типа Урал-20 КСА — № 36, 42, 57, 59, 222 [22].

Испытанию подверглись две схемы, представленные на рис. 6.12 и 6.13, а результаты испытаний сравнивались с существующей схемой проветривания (рис. 6.14).

Регулярно проводились контрольные измерения основных параметров проветривания тупиковых выработок (подачи ЗУАП, количества воздуха, поступающего к горловине камеры), осмотр состояния вентиляторной установки. Периодически (по мере приближения длины тупиковой выработки к контрольным величинам 50, 100, 150, 200, 250, 300 м) проводились измерения по составлению полей скоростей в сечениях выработок, определению степени запыленности рабочих мест — и пространства выработки, среднескоростных параметров потоков для использования последних при сравнении с результатами проводимых расчетов.

В табл. 6.2 приведены технические сведения о наработке комбайновых комплексов за период испытаний. Они свидетельствуют, что произведена достаточно обширная наработка с применением испытываемого способа, по которой можно сделать обобщающие выводы.

Во время проведения испытаний конструктивное исполнение вентилятора пылеотсоса комбайна, применяемого в качестве источника тяги, и размещение элементов ЗУАП на комбайновых комплексах были следующими:

■ на всех комбайновых комплексах труба Вентури устанавливалась на бункере перегружателя на высоте 1,0—1,5 м от почвы;

■ в качестве источника тяги на всех комбайновых комплексах использовались штатные для комбайнов вентиляторы пылеотсоса В-2М, причем на комбайнах Урал-20КСА № 36, 42 лопатки рабочего колеса В-2М загнуты назад, а на остальных — вперед.

Использование вентиляторов В-2М с лопатками, загнутыми вперед, нецелесообразно ввиду неравномерного налипания в загнутых лопатках рудной пыли и, как следствие — механического разрушения элементов вентилятора под действием вибрации.

Основные результаты проветривания с применением схем (см. рис. 6.12—6.14) отражены в табл. 6.3, где приводятся средние значения величин, замеренных на пяти комбайновых ком-

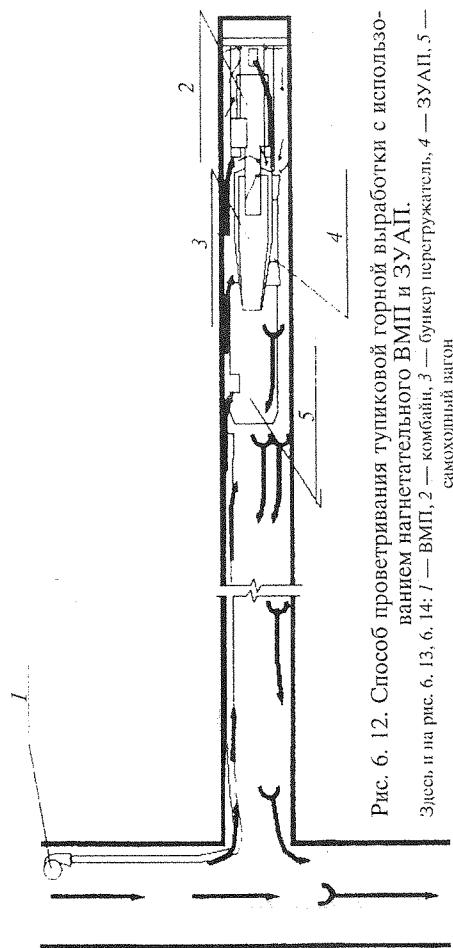


Рис. 6.12. Способ проветривания тупиковой горной выработки с использованием нагнетательного ВМП и ЗУАП.
Здесь, и на рис. 6.13, 6.14: 1 — ВМП, 2 — комбайн, 3 — бункер перегружатель, 4 — ЗУАП, 5 — самоходный вагон

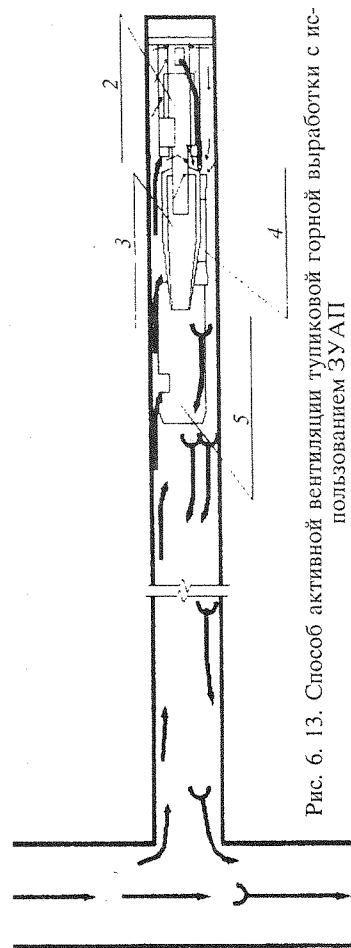


Рис. 6.13. Способ активной вентиляции тупиковой горной выработки с использованием ЗУАП

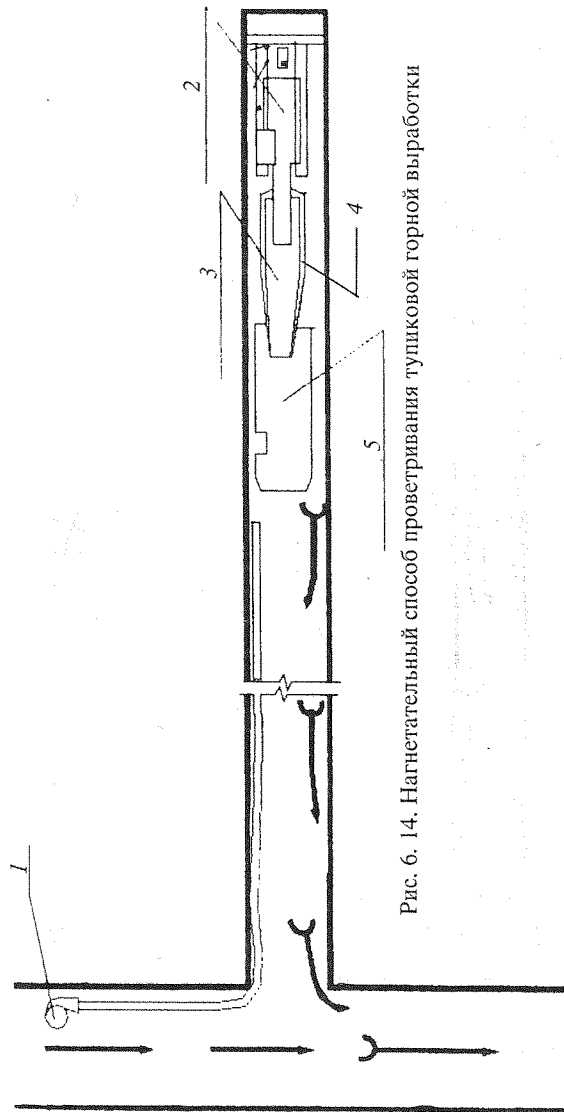


Рис. 6. 14. Нагнетательный способ проветривания тупиковой горной выработки

Таблица 6.2

Сведения о наработке комбайновых комплексов за период испытаний

№ комбайна	Дата испытания	Пройденная длина выработок, м	Добыча соли, тыс. т
36 (очистная выемка)	8.05.95—15.09.95	3157	100
42 (подготовительные работы)	5.05.95—14.09.95	1295	41
57 (очистная выемка)	12.05.95—15.09.95	3000	95
59 (очистная выемка)	10.05.95—15.09.95	3063	97
222 (подготовительные работы)	9.06.95—15.09.95	853	27

Таблица 6.3

Расход воздуха и величина концентрации соляной пыли в характерных местах проведения измерений в тупиковых горных выработках после непрерывной добычи более 50—60 т соли

Характерное место проведения измерений	Средний расход воздуха в сечении выработки (м³/мин) по данным рисунков		Средняя концентрация пыли в сечении выработки (мг/м³) по данным рисунков			
	Средние величины по половине сечения выработки		6.14	6.12	6.13	6.14
	6.12	6.13				
Устье камеры	115	139	132	771	692	602
20—25 м от устья	152	147	129	829	1028	810
60—65 м от устья	166	159	118	710	967	951
Середина выработки	137	427	101	745	911	1233
10—15 м от СВ	610	616	87	583	502	1775
Рабочее место машиниста-СВ	621	623	71	645	367	1568
Рабочее место машиниста комб.	237	105	61	523	241	1683

плексах (общее количество комплексных измерений в каждой тупиковой выработке от 3 до 11 раз по единичному параметру). В целом результаты представлены по 230 комплексным измерениям при длине выработки около 200 м.

Производительность ЗУАП, изготовленной на основе серийного вентилятора пылеотсоса В-2М комбайна Урал-20КСА, со-

ставила от 578 до 649 м³/мин (ввиду разного конструкторского исполнения вентиляторов).

Температура воздуха в забое при работе ЗУАП за счет вовлечения в оборот больших масс воздуха с секундным расходом в 8 раз большим, чем при нагнетательном проветривании, снизилась с 18—22 °С до 10—13 °С.

По результатам расчетов прогноз средней скорости потока в половине сечения выработки при длине 300 м составит 0,28 м/с, что больше минимально допустимой (0,15 м/с) на 87 % (рис. 6.15).

Динамика вентиляционной ситуации в процессе проходки выработки выглядит следующим образом:

- источник движения воздуха по тупиковой горной выработке находится в призабойной части;

- по мере проходки выработки источник движения воздуха удаляется от устья камеры;

- при некоторой критической длине выработки объем выноса загрязненного воздуха из выработки на штрек становится меньше необходимого дебита, рассчитанного для безопасного разжижения поступающего в забой и во всю выработку загрязнителя (пыли или газа).

Методика расчета максимальной длины выработки, при которой процессы вентиляции тупиковой горной выработки становятся не достаточно эффективными, рассмотрена в разделе 5.4.

После получения положительных результатов при проведении испытаний на солевом горизонте выполнены опытно-промышленные испытания способа активной вентиляции забоя тупиковых горных выработок в рабочей зоне, отнесенной к первой группе опасности по газу и ГДЯ на горном участке № 6 — 6-ой западной панели рудника БКРУ-1 АО «Уралкалий» на комбайновом комплексе с комбайном типа Урал-20КС № 77, находящегося на очистной выемке [24].

За период испытаний пройдено 3750 м тупиковых горных выработок, добыто 140 тыс. т сильвинитовой руды.

В отличие от испытаний на солевом горизонте — в соответствии со «Спецмероприятиями...» [268] и инструкцией по замеру горючих газов — проводился оперативный контроль за величиной концентрации газов. Согласно «Методики определения газобилльности горных выработок калийных рудников» [186], выбирались места отбора газоздушных проб для последующего хроматографического анализа.

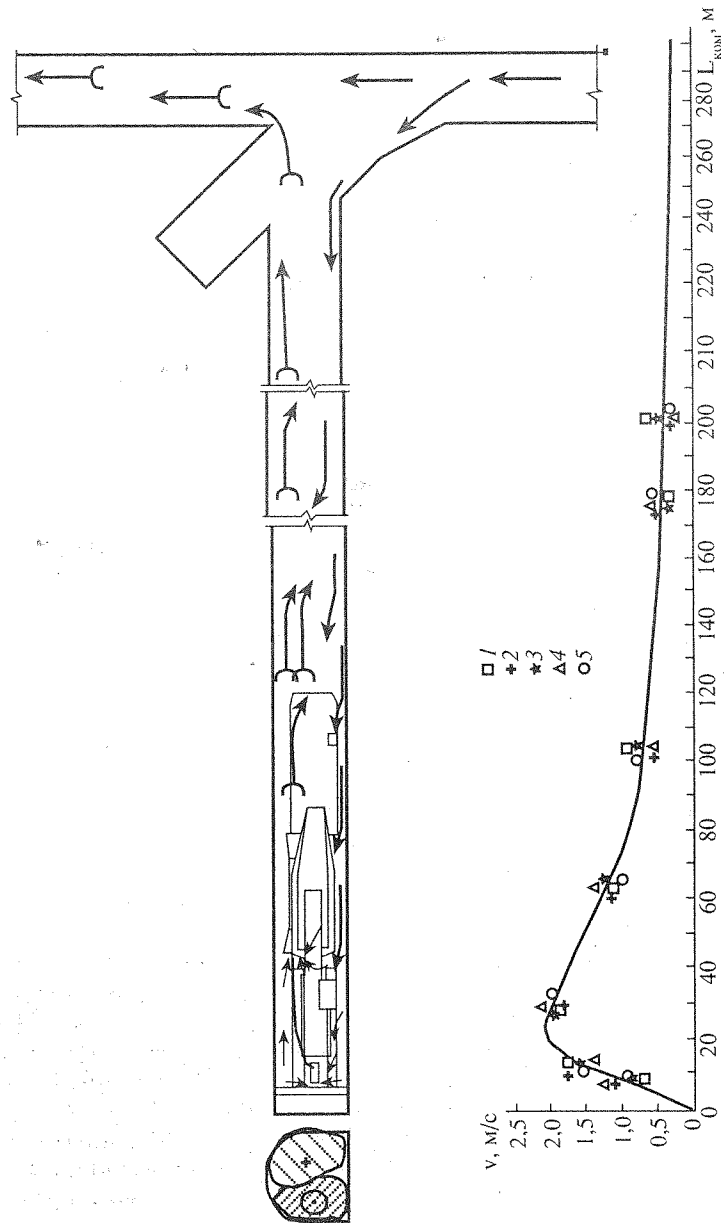


Рис. 6.15. Средняя скорость воздушного потока, измеренная в половине сечения тупиковой горной выработки (1, 2, 3, 4, 5 — соответственно комбайны № 57, 36, 42, 59, 222)

Как показали ранее проведенные испытания на солевом горизонте, размещение ЗУАП на комбайновом комплексе и перемещение непосредственно за забоем по мере его проходки технически наиболее приемлемы, а технологически — наиболее эффективны, так как позволяют добиваться снижения запыленности воздуха на рабочих местах машиниста комбайна и машиниста самоходного вагона по сравнению с нагнетательным способом проветривания. Результаты проведенных замеров на сильвинитовом пласте Кр-2 подтверждают тенденцию на снижение запыленности в призабойной части выработки.

Основные результаты газовойздушных измерений приведены в табл. 6.4 (средние значения величин, замеренных в выработках, общее количество комплексных измерений в каждой тупиковой выработке — от 6 до 10 по единичному параметру, отбор проб на анализ содержания свободных газов). В целом результаты представлены по 123 комплексным измерениям при длине выработки 180 м.

По результатам измерений средней скорости потока в половине сечения выработки при длине 180 м в устье выработки скорость составляет 0,38 м/с, что более минимально допустимой (0,15 м/с) — на 123 % [24].

Конструктивно ЗУАП схожа с ППВУ с той разницей, что вентилятор ЗУАП соединяется с соплом трубопроводом (чаще гибким — типа М) для удобства расположения на забойном оборудовании; со стороны диффузора нет сопла с вентилятором. Поэтому для иллюстрации геометрических параметров ЗУАП можно пользоваться схемой на рис. 5.9.

На основании результатов опытно-промышленных испытаний работы ЗУАП в одиночных тупиковых выработках разного сечения были подтверждены зависимости (5.15)—(5.20), которые необходимо использовать для определения оптимальных геометрических размеров ЗУАП (табл. 6.5).

Регулирование производительности и давления ЗУАП. Подача и давление ЗУАП (с вентиляторами типа ВМЭ-5, ВМЭ-6) регулируются при работающем вентиляторе. При этом посредством торцевого ключа поворачивается механизм одновременного плавного бесступенчатого отклонения лопаток направляющего аппарата на угол в диапазоне от +45° до -50°. При отклонении лопаток в сторону “плюса” (против направления вращения рабочего колеса) производительность и давление ЗУАП возрастают, а в сторону “минуса” (по направ-

Таблица 6.4

Состав свободных газов, %

Длина выработки, м	CH ₄	C ₂ H ₆	C ₂ H ₄	C ₂ H ₂
10	0,0141	0,0064	0,0013	0,00032
30	0,0146	0,0012	0,0007	0,00020
50	0,0147	0,0024	0,0004	0,00015
100	0,0147	0,0018	0,0004	0,00070
150	0,0145	0,0040	0,0005	0,00020
180	0,0147	0,0029	0,0003	0,00040
На штреке	0,0011	0,0000	0,0000	0,00000
Длина выработки, м	H ₂	O ₂	CO ₂ , CO	N ₂
10	Не обнаружено	20,80	Не обнаружено	79,18
30	То же	20,70	То же	79,28
50	0,00015	20,75	—”—	79,23
100	Не обнаружено	20,76	—”—	79,22
150	0,00042	20,80	—”—	79,18
180	0,00042	20,80	—”—	79,18
На штреке	Не обнаружено	20,82	—”—	79,19

Таблица 6.5

Основные геометрические параметры ЗУАП для разных вентиляторов*

Вентилятор	d ₂	d ₁	D	D _к	D _д	l _к	l _д	l	b	a	б	с
В-2М	400	200	600	820	820	800	800	1500	1200	400	400	462
ВМ-5	500	250	750	1030	1030	100	1000	2500	1500	500	500	583
ВМЭ-6	600	300	900	1240	1240	1200	1200	3000	1800	600	600	700

*Основные технические данные ЗУАП приведены в табл. 6.6.

Таблица 6.6

Основные технические данные ЗУАП

Параметр	Вентилятор		
	В-2М	ВМЭ-5	ВМЭ-6
Подача воздуха, м ³ /с	5—14	8—17	16—26
Полное давление, Па	20—460	15—790	30—900
Мощность в области пром. использов., кВт	3—10	3—11	5—21
Глубина регулирования давления, %	50	50	50
Угол установки ЗУАП к оси выработки, град.	5—8	5—8	5—8
Длина трубопровода (вентилятор-сопло), м	20	20	20

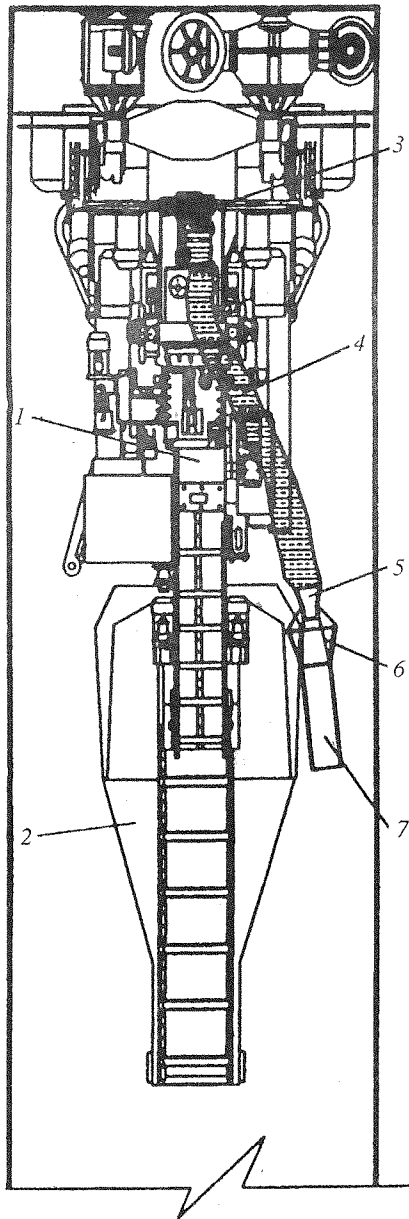


Рис. 6. 16. Размещение ЗУАП на комбайновом комплексе.

1 — комбайн, 2 — бункер-перегрузатель, 3 — вентилятор, 4 — трубопровод, 5 — сопло, 6 — косынки, 7 — труба Вентури

лению вращения) — уменьшаются.

Подача и давление ЗУАП (с вентиляторами типа ВМЭ-5, ВМЭ-6, В-2М) регулируются за счет снижения коэффициента эжекции от его максимального значения в сторону уменьшения посредством изменения расстояния между выходным сечением сопла и прямой частью трубы Вентури от оптимальной величины — как в сторону уменьшения, так и в сторону увеличения размера.

Промышленные испытания ЗУАП, проведенные в течение трех лет на Верхнекамских калийных рудниках, показали высокую надежность их работы, что позволяет обеспечить повышение безопасности проветривания тупиковых горных выработок при их проведении [26, 163, 194, 226, 227, 287].

В процессе испытаний опробованы различные варианты размещения ЗУАП на оборудовании проходческо-очистного комплекса как при работе с бункером-перегрузателем, так и без него. Наиболее рациональное расположение ЗУАП приведено на рис. 6.16, 6.17.

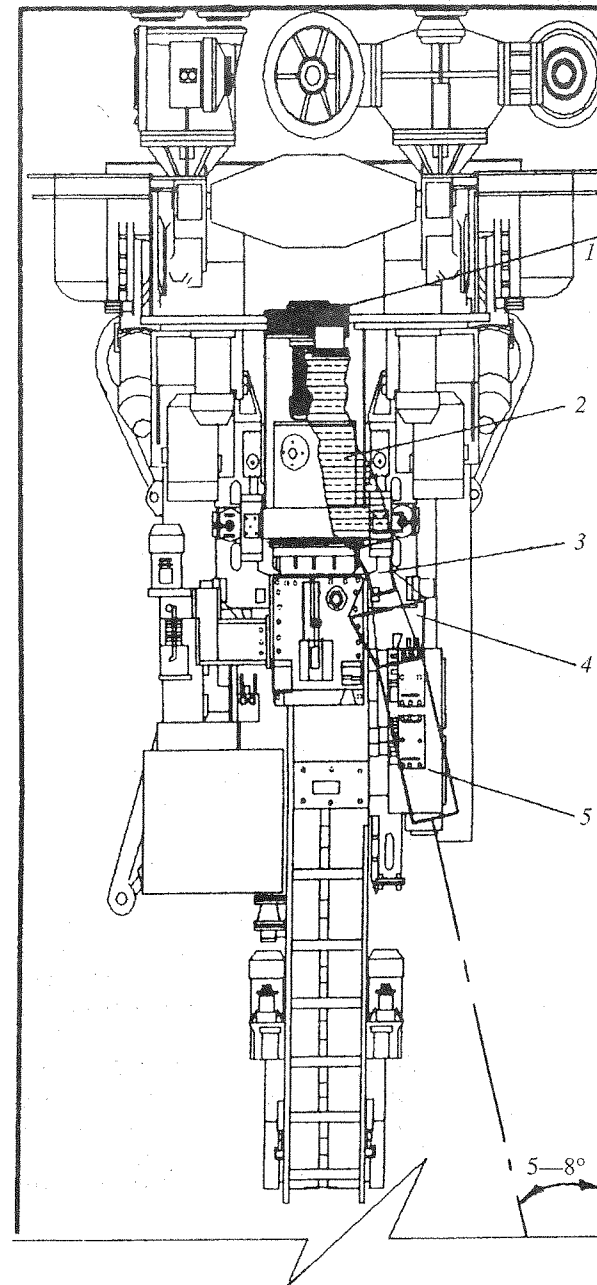


Рис. 6. 17. Размещение ЗУАП на комбайне.

1 — вентилятор, 2 — трубопровод, 3 — сопло, 4 — косынки, 5 — труба Вентури

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В книге изложены результаты более чем двадцатилетних исследований и теоретического обоснования, разработки и испытания в натуральных условиях калийных рудников комплекса взаимосвязанных высокоэффективных средств безопасного проветривания и управления проветриванием в сильноразветвленных сетях горных выработок большого сечения, имеющих труднопроветриваемые зоны, путем повышения эффективности и надежности работы существующих и разработки новых средств воздухораспределения на основе изучения особенностей работы вентиляторов на вентиляционные сети с большим эквивалентным отверстием, совокупность которых можно квалифицировать как перспективное направление рудничной аэрологии по исследованию процессов проветривания при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Доказано многолетними систематическими наблюдениями и их анализом, что безопасность и надежность вентиляции подземных рудников с большим эквивалентным отверстием, которые имеют труднопроветриваемые зоны, характеризуемые действием целого ряда вредных факторов, не отвечают требованиям нормативных документов, регламентирующих параметры проветривания в рабочих зонах и на рабочих местах. По результатам обследования режимов проветривания калийных рудников средняя величина внешних утечек воздуха составляет 30—40 % от подачи вентиляторов главного проветривания, внутренних утечек — 20—25 %, поэтому для обеспечения расчетным количеством воздуха рабочих зон вентиляторы главного проветривания работают с максимальной подачей, а иногда меняются на более мощные.

Получены аналитические и графические зависимости надежности блока “поверхностный комплекс вентиляционного ствола” подсистемы “вентиляционная сеть” при изменении утечек воздуха через вентиляторную установку главного проветривания и надшахтное здание вентиляционного ствола. Установлено,

что критерий $\Phi'_{\text{ПКВС}}$, характеризующий вероятность отказов по причине уменьшения подачи воздуха в рудник, имеет гиперболическую зависимость. Критерий $\Phi'_{\text{ПКВС}}$, характеризующий вероятность отказов по причине разгерметизации поверхностных сооружений вентиляционного ствола, имеет также гиперболическую зависимость. Влияние аэродинамического старения (разрушения) поверхностного комплекса вентиляционного ствола на общую надежность шахтной вентиляционной сети выражается критерием K , имеющим экспоненциальную зависимость.

Обоснованы и разработаны на основе метода численного моделирования течений в канале с изломом оси, экспериментальных исследований на модели и в натуральных условиях способ и средства устранения осевого усилия на рабочее колесо в центробежном вентиляторе двустороннего всасывания, наиболее простым из которых является обеспечение аэродинамической связи между входными коробками вентилятора (воздуховод), что повышает надежность работы вентилятора главного проветривания. Получены зависимости для определения геометрических размеров воздуховода.

Исследована и разработана на основе аналитических, модельных и натуральных экспериментов конструкция уплотнения ляд вентиляционных каналов с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности, получена теоретическая зависимость воздухопроницаемости уплотнения ляд такой конструкции. Увеличение герметизации ляд вентиляционных каналов является одним из путей повышения экономических показателей и надежности работы блока “поверхностный комплекс вентиляционного ствола”.

Разработан способ и средства борьбы с внешними утечками воздуха, базирующейся на теоретических и практических результатах исследований процессов взаимодействия потоков в верхней части вентиляционного ствола при введении продольной перегородки, и предложены средства, позволяющие увеличить эффективность способа (полки на ярусах расстрелов, конфузорные сужения и воздуходувки, расположенные на пути отделенного потока шахтного воздуха). Перенесение значительной части депрессии надшахтного здания на верхний участок вентиляционного ствола позволяет достичь меньшей аэродинамической нагрузки на пути фильтрационных утечек, что дает возможность увеличить межремонтный срок службы надшахтных зданий при сохранении их герметичности. Выведены зависимости выбора основных параметров продольной перегородки

для условий конкретного рудника и оценки эффективности планируемого мероприятия по снижению внешних утечек воздуха.

Разработана методика расчета прогнозных режимов работы вентиляторов главного проветривания калийных рудников, обеспечивающая выбор наиболее рационального вентилятора главного проветривания на срок его эксплуатации (20—25 лет). Процесс изменений вентиляционных параметров рассматривают как нестационарный случайный процесс, который можно выразить через действительную неслучайную функцию и стационарный случайный процесс. Взятые через равные интервалы времени данные о параметрах проветривания являются динамическим временным рядом, математическая модель которого представляет собой регрессионную модель в сочетании со стационарным случайным процессом и случайной независимой составляющей, характеризующейся величиной среднеквадратичного отклонения.

Разработаны алгоритмы исследования компоновок и проектирования подземных вспомогательных вентиляторных установок главного проветривания, основанные на детальном анализе аэродинамических схем вентиляторных установок с учетом горно-геологических условий, мест их расположения, специфических технологических факторов и схем подключения к вентиляционным сетям, позволяющие получить оптимальные варианты компоновки узлов и расположение вентиляторных установок, обеспечивающих повышение уровня охраны труда для различных условий эксплуатации их на подземных рудниках.

Приведены схемы подключения подземных вспомогательных вентиляторных установок главного проветривания к вентиляционным сетям, а также алгоритм расчета вентиляционных сетей с разнотипными источниками тяги.

Обоснованы теоретические предпосылки создания передвижной подземной вентиляторной установки для обеспечения безопасных и комфортных условий труда в труднопроветриваемых зонах подземных рудников с большим эквивалентным отверстием и разработана ее аэродинамическая схема. На основании результатов модельных испытаний получены зависимости для определения оптимальных геометрических параметров передвижной подземной вентиляторной установки с разными вентиляторами. Получены аэродинамические характеристики на основе модельных и натурных исследований для различных типов вентиляторов. Характерным является тот факт, что для нерегулируемых вентиляторов (В-2М, ВМ-4) можно получить зону

использования за счет перемещения сопла эжектируемого воздуха относительно камеры смещения. Реализована схема эффективного разгазирования и проветривания значительных площадей сильноразветвленных выработок большого сечения (северо-восточная часть шахтного поля рудника СКРУ-2 АО "Сильвинит") с применением серии передвижных подземных вентиляторных установок при обильном выделении горючих и ядовитых газов и сильно нарушенной схеме вентиляции.

Разработана аэродинамическая схема подземной вспомогательной вентиляторной установки с использованием части горной выработки в составе установки для вентиляционных сетей или участков вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием, требующих повышенного расхода воздуха.

Разработана конструкция забойной установки активного проветривания на основе аналитических и натурных исследований для обеспечения активной безопасной вентиляции тупиковых горных выработок на технологическую длину (до 300 м), организующая интенсивный воздухообмен в призабойной зоне и обеспечивающая расчетное поступление воздуха в камеру и на проветривание забоя. Определены оптимальные размеры установки и наиболее рациональное место размещения на оборудовании проходческого комплекса, не мешающее технологическим операциям. Получена аналитическая зависимость для определения максимальной длины проводимой выработки с учетом типоразмера вентилятора забойной установки активного проветривания, сечения камеры и факторов, определяющих необходимое количество воздуха для проветривания камеры.

Проведены исследования и анализ пылевой и газовой обстановки при активной вентиляции тупиковых горных выработок в наиболее характерных сечениях при проведении тупиковой выработки. Наблюдается снижение концентрации пыли на рабочем месте машиниста комбайна в 6—8 раз и машиниста самоходного вагона (при загрузке) в 3—5 раз по сравнению с нагнетательным способом. Наблюдения за газовой обстановкой на всем протяжении проводимых выработок в пределах одной рабочей зоны позволяют говорить об отсутствии накопления горючих и ядовитых газов.

Результаты исследований использованы в нормативно-технических и методических документах, регламентирующих безопасные условия ведения горных работ на калийных рудниках, и внедрены в производство в АО "Уралкалий", АО "Сильвинит" и ПО "Беларуськалий".

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов Ф. А., Долинский В. А., Идельчик И. Е. Аэродинамическое сопротивление горных выработок и тоннелей метрополитена. М.: Недра, 1964. 186 с.
2. Абрамов Ф. А. Рудничная аэрогазодинамика. М.: Недра, 1972. 274 с.
3. Абрамович Г. Н. Теория турбулентных струй. М.: Наука, 1970. 824 с.
4. Абрамович Г. Н. Турбулентные свободные струи жидкостей и газов. М.: Госэнергоиздат, 1948. 216 с.
5. Абрамович Г. Н. Прикладная газовая динамика. М.: Наука, 1991. 600 с.
6. Абрамович Г. Н. Теория турбулентных струй. М.: Физматгиз, 1960.
7. Абрамович Г. Н. О смешении турбулентных струй различной плотности // Изв. АН СССР, ОТН. Механика и машиностроение. № 3. 1961.
8. Абрамович Г. Н. Течение воздуха при наличии области обратных токов // Изв. АН СССР, ОТН. № 12. 1957.
9. Авазян С. А. Статические исследования зависимостей // Металлургия. М., 1968. С. 227.
10. Адамов Г. А. Приближенный расчет гидравлического сопротивления и движения газов и жидкостей в трубопроводах // Вопросы разработки и эксплуатации газовых месторождений. М., 1953. С. 231—264.
11. Акт испытаний способа определения и уравнивания осевого усилия в вентиляторах двустороннего всасывания ВРЦД-4, 5 рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий". Березники, 1987. 3 с.
12. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вспомогательной вентиляторной установки (ППВУ) на руднике Первого рудоуправления ПО "Беларуськалий". Солигорск, 1991. 4 с.
13. Акт шахтных испытаний подземной передвижной вспомогательной вентиляторной установки и обследования вентиляционной сети рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий". Березники, 1991. 3 с.
14. Акт опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) с полным обследованием прилегающей вентиляционной сети рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий". Березники, 1992. 6 с.
15. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), (установленной в начале 5-бис западного транспортного штрека), проведенных на горном участке № 5 рудника БПКРУ-1 АО "Уралкалий". Березники, 1993. 6 с.
16. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), (установленной в начале 10-го западного транспортного штрека), проведенных на горном участке № 2 рудника БПКРУ-1 АО "Уралкалий". Березники, 1993. 7 с.

17. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), проведенных на южном крыле рудника СПКРУ-1 ПО "Сильвинит". Соликамск, 1993. 8 с.

18. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на руднике Первого рудоуправления ПО "Беларуськалий". Солигорск, 1991. 3 с.

19. Акт шахтных испытаний четырех передвижных подземных вентиляторных установок (ППВУ), проведенных на участке массового обрушения в северо-восточной части рудника СКПРУ-2 АО "Сильвинит". Соликамск, 1995. 5 с.

20. Акт промышленных испытаний комбинированного способа проветривания тупиковых выработок, проходимых комбайнами по газоносным пластам АБ и СКРУ-2 с системой автоматического контроля расхода воздуха "Азот". Березники; Соликамск, 1982. 7 с.

21. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок на солевом горизонте на комбайновом комплексе № 246 горного участка № 5 рудника БКРУ-4 АО "Уралкалий". Березники, 1994. 32 с.

22. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок, проведенных на горном участке № 4 рудника БКРУ-4 АО "Уралкалий". Березники, 1995. 7 с.

23. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок, проведенных на участке закладки № 3 рудника СКРУ-1 АО "Сильвинит". Березники; Соликамск, 1995. 8 с.

24. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств активной вентиляции очистного забоя тупиковых горных выработок, проведенных на горном участке № 6 рудника БКРУ-1 АО "Уралкалий". Березники, 1995. 4 с.

25. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний средств проветривания длинных тупиковых комбайновых выработок (свыше 300 м). Березники, 1991. 14 с.

26. Алыменко Д. Н., Минин В. В., Алыменко Н. И. Проветривание труднопроветриваемых зон вентиляционной сети // Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона: Материалы Всерос. научно-практ. конф. Березники, 1996. С. 115.

27. Алыменко Н. И. Исследование закономерностей подсосов (утечек) воздуха через надшахтное здание и вентиляционные (реверсивные) каналы // Изв. вузов. Горн. журн. 1980. № 7. С. 95—100.

28. Алыменко Н. И. Влияние подсосов воздуха на экономичность работы вентиляторных установок главного проветривания // Повышение эффективности технологических процессов на калийных рудниках. Л., 1980. С. 94—101.

29. Алыменко Н. И. О влиянии подсосов (утечек) воздуха с поверхности на вентиляционные параметры рудника // Калийная промышленность. М., 1981. № 3. С. 14—16.

30. Алыменко Н. И. Природа осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания // Комплексное освоение и охрана окружающей среды: Тез. докл. науч.-техн. конф. Пермь, 1987. С. 58.

31. Алыменко Н. И., Минин В. В., Норин А. А. Аэродинамические исследования комплекса воздухоподающего ствола рудника

БКРУ-1 // Технология подземной разработки калийных месторождений. Пермь, 1988. С. 112—120.

32. Алыменко Н. И., Чекмасов А. И., Минин В. В., Норин А. А. Уравнение осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания // Аэрология калийных рудников. Свердловск, 1989. С. 13—14.

33. Алыменко Н. И., Минин В. В., Норин А. А. Определение осевого усилия в вентиляторах двустороннего всасывания // Разработка калийных месторождений. Пермь, 1989. С. 89—93.

34. Алыменко Н. И. Уплотнение яд с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности. Деп. рукопись ЦНИИцветмет экономики и информации 11.11.88. № 1717—88 деп.

35. Алыменко Н. И. Методика определения оптимальных режимов работы главных вентиляторов с учетом действительной величины подсосов воздуха в поверхностных вентиляционных сооружениях. М.: Изд. Мин-ва по производству минеральных удобрений, "Союзкалий", ПО "Уралкалий", 1981. 21 с.

36. Алыменко Н. И., Минин В. В., Ренжина С. В. Некоторые аспекты результатов испытаний способа предотвращения поверхностных подсосов // Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. Минск, 1990. С. 147—148.

37. Алыменко Н. И., Минин В. В., Папулов Л. М. Снижение внешних утечек воздуха на рудниках и шахтах // Горн. журн. 1994. № 6. С. 46—47.

38. Алыменко Н. И., Минин В. В., Папулов Л. М. Высокоэффективные способы управления внешними утечками воздуха на шахтах с большим эквивалентным отверстием. Препринт, ПНЦ УрО РАН. Пермь, 1994. С. 30.

39. Алыменко Н. И. Долгосрочное прогнозирование режимов работы главных вентиляторов калийных рудников // Записки ЛГИ: Рудничные стационарные установки и гидрофицированные горные машины. Л., 1983. Т. 97. С. 43—48.

40. Алыменко Н. И. Прогнозирование режимов работы вентиляторов главного проветривания Верхнекамских калийных рудников // Изв. вузов. Горн. журн. 1986. № 3. С. 52—54.

41. Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И. и др. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вспомогательной вентиляционной установки (ППВУ) на калийном руднике (СгКРУ-1 ПО "Беларуськалий"). Свердловск: Изд. ГИ УрО АН СССР, 1991. 17 с.

42. Алыменко Н. И., Минин В. В. Подземные вентиляторные установки для нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Тез. докл. Междунар. симпоз. М.: Пермь, 1995. С. 6—7.

43. Алыменко Н. И., Чекмасов А. И., Минин В. В., Норин А. А. Подземные вентиляторные установки — средство охраны воздушного бассейна // Вопросы экологии и рационального природопользования Березниковско-Соликамского экономического района. Березники, 1991. С. 72—73.

44. Алыменко Н. И. Исследование и разработка методов управления динамическими системами "Главные вентиляторные установки — рудничная

вентиляционная сеть" // Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. Минск, 1990. С. 135—136.

45. Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И. Подземные вентиляторные установки // Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. Минск, 1990. С. 138—139.

46. Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И., Норин А. А. Вариант увеличения производительности и давления вентилятора ВВД-40 // Аэрология калийных рудников. Свердловск, 1989. С. 11—12.

47. Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И., Норин А. А. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике (СКРУ-1 АО "Сильвинит") // Березниковская лаборатория — стационар Горного института УрО АН СССР. Свердловск, 1992. С. 17.

48. Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И., Норин А. А. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике (БКРУ-1 АО "Уралкалий") // Там же. 1990. С. 17.

49. Алыменко Н. И., Минин В. В. Подземные вентиляторные установки для нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Тез. докл. Междунар. симпоз. М.: Пермь, 1995. С. 6—7.

50. Алыменко Н. И., Минин В. В., Южанин А. С., Алыменко Д. Н. Использование кинетической энергии вентилятора главного проветривания для снижения внешних утечек воздуха // Горные науки на рубеже XXI века: Тез. докл. Междунар. конф. М.; Пермь, 1997. С. 6.

51. Алыменко Н. И., Минин В. В., Десятов Е. В., Алыменко Д. Н. Влияние внешних утечек на надежность подсистемы "Вентиляционная сеть" // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Материалы Междунар. симпоз. SRM-95. Екатеринбург, 1997. С. 188—194.

52. Альтшуль А. Д. Гидравлические сопротивления. М.: Наука, 1982. 224 с.

53. Анализ исследований и рабочих проектов по выбору рациональных схем проветривания труднопроветриваемых зон рудника БКРУ-2 при реконструкции вентиляционной сети. Пермь; Березники, 1995.

54. Анализ условий применения различных типов вентиляторов главного проветривания в шахтах со сложными вентиляционными сетями: Отчет по НИР. Сигнальная информ. в сб. рефератов НИР и ОКР. 1983 инв. № 02830020030. Рук. Г. А. Бабак.

55. Анализ условий применения различных типов вентиляторов главного проветривания в шахтах со сложными вентиляционными сетями. Отчет по НИР. Сигнализация и информация в Сборнике рефератов НИР и ОКР. 1983 инв. № 02830063025. ИГД им. Скобянского. Рук. Ф. С. Клебанов.

56. Анализ состояния проветривания рудников АО "Сильвинит". Пермь: Изд. ГИ УрО РАН, 1995. 24 с.

57. Аппаратура контроля поступления воздуха в тупиковые выработки АПТВ. М., 1993. 96 с.

58. Асатур К. Г. Гидравлика (конспект лекций. Ч. 2). Л.: Изд-во ЛГИ, 1972. 78 с.

59. А. с. № 911047. Ляда самоуплотняющаяся / Н. И. Алыменко. 1982.
60. А. с. № 857500. Устройство для определения воздухопроницаемости шахтных вентиляционных сооружений / Г. П. Хавротин, В. А. Бузин. 1981.
61. А. с. № 1484023. Способ предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Б. Н. Толмачев. 1988.
62. Аэрология горных предприятий / К. З. Ушаков, А. С. Бурчаков, Л. А. Пучков, И. И. Медведев. М.: Недра, 1987. 421 с.
63. Бабак Г. А., Левин Е. Т., Пак В. В. Техничко-экономический уровень шахтных вентиляторов главного проветривания. Киев: Изд-во ИТИ, 1965. 39 с.
64. Бабак Г. А. На статью Н. Я. Лазунина, М. А. Левина, А. Е. Наймана. К вопросу о глубине регулирования вентиляторов главного проветривания (Уголь. 1969. № 5) // Уголь. 1970. № 3. С. 66—68.
65. Бабак Г. А. Исследование глубины регулирования шахтных ВУГП // Горная механика. 1971. № 28, 29. С. 89—101.
66. Бабак Г. А., Король Е. П. Анализ вентиляционных режимов и разработка требований к шахтным вентиляторным установкам главного проветривания по производительности и статическому давлению и глубине экономического регулирования // Совершенствование проветривания шахт. Новочеркасск, 1972. С. 115—117.
67. Бабак Г. А. Анализ изменения за 20 лет показателей качества шахтных вентиляторов главного проветривания // Исследования, разработка и эксплуатация шахтных стационарных установок. Донецк, 1981. С. 93—105.
68. Бабак Г. А., Клепаков Н. В. Исследование и разработка шахтных вентиляторных установок. Уголь. 1984. № 10. С. 39—40.
69. Бабак Г. А., Пак В. В., Шешко В. А. Новые высоконапорные шахтные центробежные вентиляторы двустороннего всасывания // Вопросы горной механики. М.: Недра, 1970. Вып. 20. С. 60—67.
70. Бабак Г. А., Левин Е. М., Мариновский Э. С. Определение целесообразности усовершенствования и замены действующих установок новыми // Экономика угольной промышленности. М., 1969. Вып. 4. С. 45—48.
71. Бабак Г. А., Левин Е. М., Пак В. В. Элементы шахтных вентиляторных установок главного проветривания. М.: Недра, 1972. 264 с.
72. Бабак Г. А., Гарусин В. П. Анализ вентиляционных режимов устройств вентиляторных установок главного проветривания угольных и сланцевых шахт. М.: Недра, 1979. 37 с.
73. Бабкин Н. Н., Белобородов В. А., Кошкин А. П. Динамика эксплуатационных режимов вентиляторов ВРЦД-4, 5 и возможности увеличения подачи воздуха в калийные рудники: Тр. Перм. политех. ин-та. Пермь, 1976. С. 59—62.
74. Бай Ши-И. Теория струй. Пер. с англ. М.: Физматгиз, 1960.
75. Бай Ши-И. Теория струй. М.: Изд-во иностр. лит., 1962. 112 с.
76. Бакланов В. В., Зуев Н. Д. О мерах улучшения вентиляции подземных рудников Казахстана // Цветная металлургия. 1983. № 3. С. 34—35.
77. Бедим В. Г., Зоткин Г. А. Характеристики действующих установок главного проветривания шахт с вентиляторами В-УПД-1,8 и ВОКД-1,8 // Изв. вузов. Горн. журн. 1984. № 8. С. 97—100.
78. Белов И. А., Кудрявцев Н. А. Теплоотдача и сопротивление пакетов труб. Л.: Энергоатомиздат, 1987. 223 с.
79. Бондаренко А. Д. Повышение экономичности вентиляторов главного проветривания // Уголь Украины. 1969. № 6. С. 16—18.
80. Бочаров Е. П., Винник А. И., Ленский И. А. и др. Автоматическое управление и регулирование шахтных вентиляторов главного проветривания. М.: ЦНИЭИУголь, 1976. 52 с.
81. Бочаров К. П. Необходимая глубина регулирования вентиляторов // Безопасность труда в промышленности. 1972. № 2. С. 51—53.
82. Бочаров К. П. Эффективность применения вентиляторов ВЦД-32М с регулируемым электроприводом // Уголь Украины. 1970. № 12. С. 31—32.
83. Бочаров К. П., Винник А. И. Промышленные испытания регулируемых электроприводов шахтных вентиляторов ВЦД-32М // Уголь Украины. 1972. № 9. С. 34—36.
84. Братченко Б. Ф. Стационарные установки шахт. М.: Недра, 1977. 440 с.
85. Бурчаков А. С., Мустель П. И., Ушаков К. З. Рудничная аэрология. М.: Недра, 1971. 376 с.
86. Бусыгин К. К., Войтенко Н. Н., Клишань А. Ф. Способы и средства проветривания тупиковых выработок в основных зарубежных угледобывающих странах. М.: ЦНИЭИУголь, 1986. 50 с.
87. Воронин В. Н. Основы рудничной аэрогазодинамики. М.; Л.: Углетехиздат, 1951. 491 с.
88. Вентиляторы главного и местного проветривания: Отраслевой каталог 18—4—85. М.: ЦНИИТЭИтяжмаш, 1985.
89. Верендин В. П., Мяскова В. И., Олейник В. Я. Воздушный клапан для снижения энергии на шахте // Уголь Украины. 1985. № 2. С. 30.
90. Воздушно-депресссионная съемка рудника БКРУ-3 ПО "Уралкалий". Пермь, 1977. 33 с.
91. Веденеева Л. М. Исследование возможности регулирования воздушных потоков с помощью направляющей перемычки, установленной в узле // Технология и безопасность горных работ в калийных рудниках. Пермь, 1985. С. 124—128.
92. Веденеева Л. М., Файнбург Г. З. Об эффективности использования направляющих перемычек при рециркуляционном проветривании добычных участков калийных рудников // Технология подземной разработки калийных месторождений. Пермь, 1988. С. 124—129.
93. Венцель Е. С. Теория вероятностей. М.: Наука, 1969. 366 с.
94. Воронина Л. Д., Багриновский А. Д., Никитин В. С. Расчет рудничной вентиляции. М.: Гос. науч.-техн. изд-во лит. по горн. делу, 1962. 488 с.
95. Вулис Л. А. Струйные задачи прикладной газодинамики // Исследование физических основ рабочего процесса топок и печей. Алма-Ата, 1957.
96. Вулис Л. А., Кашкаров В. П. Теория струй вязкой жидкости. М.: Наука, 1965. 432 с.
97. Выбор рациональных схем проветривания рудников БКРУ-1 и БКРУ-2 при реконструкции их вентиляционных сетей. Пермь: НИВЦ "НИАМО", 1994.
98. Галушкин А. И., Дегтярев Ю. И., Калинин Б. Н. и др. Основы кибернетики // Математические основы кибернетики. М., 1974. С. 416.
99. Герметизация пенополиуретаном вентиляционных перемычек на шахте № 4—21 / А. М. Карпов, А. М. Криворученко, В. К. Сальников, А. Р. Сучков, В. Л. Кондратов // Безопасность труда в промышленности. 1971. № 3.

100. Гершун О. С. Исследование некоторых вопросов проветривания металлических рудников Украины: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Киев, 1960. С. 25.

101. Гладышеский П. И. Статистические методы, основанные на применении способа наименьших квадратов к оценке параметров одного уровня // Экономические и математические методы. М., 1967. Т. 3, вып. 2. С. 293.

102. Гмурман В. Е. Теория вероятностей и математическая статистика. М.: Высш. шк., 1977. 479 с.

103. Экспериментальное исследование модели вентиляторной эжекторной установки для проветривания шахт: Науч.-техн. отчет / Н. И. Алыменко, А. С. Гиневский и др. М.: ГОСНИЦ ЦАГИ, 1992. 26 с.

104. ГОСТ 10616—90. Вентиляторы радиальные (центробежные) и осевые: Основные размеры и характеристики. М.: Изд-во стандартов, 1990.

105. ГОСТ 11004—84. Вентиляторы шахтные главного проветривания: Технические условия // Там же.

106. ГОСТ 27.002—83. Надежность систем // Там же. 1983.

107. ГОСТ 27.002—83. Надежность систем // Там же.

108. ГОСТ 10921—74. Вентиляторы радиальные (центробежные) и осевые // Там же. 1974.

109. ГОСТ 6625—85. Вентиляторы шахтные местного проветривания // Там же. 1985.

110. ГОСТ 12.1.012—90. Вибрационная безопасность // Там же. 1990.

111. Гос. комитет по координации науч.-исслед. работ: Основные методические положения по определению экономической эффективности научно-исследовательских работ. М.: Экономика, 1984. 32 с.

112. Гренандер У., Фрайбергер В. Краткий курс вычислительной вероятности и статистики. М.: Наука, 1978. 192 с.

113. Дзидзигури А. А., Николайшвили Н. Е., Сипашвили Н. Д. Исследования влияния параметров вентиляционного канала и ствола на устойчивость вентиляционной установки // Совершенствование проветривания шахт. Новочеркасск, 1972. С. 144—145.

114. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 21.10.1954. М.: Госгортехиздат, 1959.

115. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором РСФСР 28.12.1961. М.: Госгортехиздат, 1962.

116. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 31.08.1971. М.: Недра, 1977.

117. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Утв. Госгортехнадзором России 23.01.1995. М.: НПО ОБТ, 1996.

118. Езекиэл М., Фокс К. А. Методы анализа корреляций и регрессий. М.: Статистика, 1966. 588 с.

119. Ельчинский А. И. и др. Об использовании воздухоподающих стволов для других вспомогательных функций // Горн. журн. 1967. № 9. С. 31—32.

120. Жестков Г. Б. Численное исследование турбулентных течений в криволинейных каналах при наличии отрывных зон. М.: ЦИАМ, 1985. № 1144. 12 с.

121. Ж. Конт-Белло. Турбулентное течение в канале с параллельными стенками. М.: Мир, 1968. 176 с.

122. Жукровский Н. Е. Видоизменения метода Кирхгофа. М.: ЦАГИ, 1948. № 11. 271 с.

123. Жумахов И. М. Шахтные вентиляторы. М.: Углетехиздат, 1951. 222 с.

124. Забойная установка активного проветривания (ЗУАП) с вентиляторами типа В-2М, ВМЭ-5, ВМЭ-6: Техн. описание и руководство по эксплуатации / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин и др. (утвержд. Горн. ин-ом УрО РАН, АО "Уралкалий", АО "Сильвинит"). Пермь, 1996. 44 с.

125. Зальцберг Э. А. Статистические методы прогноза естественного уровня грунтовых вод. Л.: Недра, 1976. 104 с.

126. Заслов В. Я. О разработке вентиляторов для шахт и карьеров // Горные машины, конструкции, расчет и исследование. Свердловск, 1982. С. 115—121.

127. Идельчик И. Б. Гидравлическое сопротивление (физико-механические основы). М.: Госэнергоиздат, 1954. 316 с.

128. Ивахненко А. Г., Лапа В. Г. Предсказание случайных процессов. Киев: Наук. думка, 1971. 416 с.

129. Идельчик И. Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. М.: Машиностроение, 1975. 559 с.

130. Идельчик И. Е. Аэрогидродинамика технологических аппаратов: Подвод, отвод и распределение потока по сечению аппаратов. М.: Машиностроение, 1983. 351 с.

131. Инструкция по замеру горючих газов шахтным газоопределятелем на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей. Пермь; Березники, 1993.

132. Инструкция по контролю содержания пыли на предприятиях горно-рудной и нерудной промышленности. М., 1981. 32 с.

133. Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников (утвержд. Союзом производителей калия и согласована Госгортехнадзором РФ 18.02.94). Пермь, 1994. 25 с.

134. Использование конвейерных штреков в качестве вентиляционных в калийных рудниках / Н. Н. Мохирев, Ю. П. Бушуев, В. Б. Парфенов, Н. А. Трофимов // Безопасность труда в промышленности. 1993. С. 54—56.

135. Исследование возможности проветривания южного крыла рудника БКРУ-2 источниками тяги небольшой мощности. Пермь: НИВЦ "НИАМО", 1994.

136. Исследование главных вентиляторных установок Дегтярского рудоуправления и разработка мероприятий по повышению эффективности их работы: Отчет о НИР (рук. Б. А. Носырев). Свердловск: Изд. СГИ, 1976. № 74014217. 38 с.

137. Исследование утечек воздуха на шахте № 13 СУБРа и разработка инженерных рекомендаций по их снижению в целях интенсификации проветривания при внедрении самоходного транспорта: Отчет о НИР (рук. Б. А. Носырев). № 74043195. Свердловск: Изд. СГИ, 1985. 72 с.

138. Исследование характера местных утечек воздуха при работе главных вентиляторов калийных рудников: Отчет о НИР (рук. Н. И. Алыменко). Пермь, 1990. № Т01860062171. 171 с.

139. Исследование эффективности проветривания глубоких горизонтов Гайского подземного рудника: Отчет о НИР (рук. В. А. Ярцев). Свердловск: Изд. СГИ, 1986. № 02860031607.

140. Исходные данные для проектирования "Системы контроля и оперативного управления основными параметрами калийного рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий". Пермь; Березники: ГИ УрО РАН, 1995.

141. Казаков А. П., Сидельникова Т. Т., Кузнецов Л. Н. Проветривание при работе комбайнов "Урал-10КС" // Безопасность труда в промышленности. 1991. № 2. С. 42—43.

142. Казаков А. П., Соловьев В. А., Кузнецов Л. Н., Челышев И. В. Комбинированное проветривание выработок, проходных комбайнами, на калийных рудниках // Вентиляция шахт и рудников. Аэрогазодинамика горных выработок. Л., 1985. С. 79—82.

143. Калиш Ш. И., Цуцык И. Т., Курченко Е. М. и др. Шахтные вентиляторы. Киев: Техника, 1962. 290 с.

144. Каменев П. Н. Отопление и вентиляция. М.: Изд-во лит. по строительству, 1964. 471 с.

145. Карпов А. М. Естественное проветривание тупиковых выработок // Тр. Новочеркас. политех. ин-та. Новочеркасск, 1948. Т 16 (30). С. 15—17.

146. Карпов А. М. Исследование пределов проветривания тупиковых выработок диффузией // Рудничная аэрология и безопасность труда в шахтах. М., 1949. С. 81—88.

147. Карякин Ю. Е., Карякин В. Е., Мартыненко О. Г. Численное моделирование ламинарных течений вязкой жидкости в каналах произвольной формы. Минск: Изд. АНК Ин-та тепломассообмена им. А. В. Лыкова АН БССР. Препринт № 1. 1991. 44 с.

148. Каталог: Шахтные вентиляторы главного проветривания. 1974. М.: Изд. фирмы "Динглер", 43 с.

149. Керстен И. О. Аэродинамические испытания шахтных вентиляторных установок: Справочное пособие. М.: Недра, 1986. 198 с.

150. Клебанов Ф. С. Определение аэродинамической эффективности реконструкции шахтной вентиляционной сети // Уголь. 1973. № 10. С. 55—57.

151. Климов Б. Г., Касылкасов Ж. Н. Герметизация скиповых вентиляционных стволов // Горн. дело. 1980. Вып. 1. С. 217—221.

152. Ковалевская В. И., Бочаров Е. П., Емельянов В. А. Анализ работы действующих вентиляторных установок шахт // Безопасность труда в промышленности. 1969. № 11. С. 17—18.

153. Ковалевская В. И., Спивак В. А. и др. Эксплуатация шахтных вентиляторов. М.: Недра, 1983. 333 с.

154. Ковалевская В. И., Бабак Г. А., Пак В. В. Шахтные центробежные вентиляторы. М.: Недра, 1976. 320 с.

155. Ковалевская В. И. Создание и исследование высокоэффективных шахтных центробежных вентиляторов: Автореф. дис. докт. техн. наук. Свердловск, 1989. 47 с.

156. Кожанов Ф. А. Применение гибких вентиляционных труб из синтетических материалов для проветривания подготовительных выработок. М.: ЦНИИУголь, 1986. 45 с.

157. Комаров В. Б., Килькеев Ш. Х. Рудничная вентиляция. М.: Недра, 1970. 260 с.

158. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике для научных работников и инженеров. М.: Наука, 1973. 832 с.

159. Коэффициенты полезного действия главных вентиляторных установок Уральских рудников // Тр. Ин-та охраны труда ВЦСПС. М., 1968. Вып. 55. С. 20—24.

160. Красноштейн А. Е., Файнбург Г. З. Диффузионно-сетевые методы расчета проветривания шахт и рудников. Екатеринбург, 1992. 243 с.

161. Красноштейн А. Е. Научные основы процессов формирования и нормализации аэрозольного и газового состава атмосферы калийных рудников: Автореф. дис. ... докт. техн. наук. Пермь, 1978. 337 с.

162. Красноштейн А. Е., Ольховиков Ю. П., Лужецкая Н. Д. Микроклиматические параметры атмосферы калийных рудников и их сезонные колебания // Технология и безопасность горных работ. Пермь, 1972. С. 148—153.

163. Красноштейн А. Е., Минин В. В., Алыменко Н. И. и др. Активная вентиляция тупиковых горных выработок / Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона: Материалы Всерос. науч.-практич. конф. Березники, 1996. С. 111—112.

164. Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И., Минин В. В., Алыменко Д. Н. Подземные вспомогательные вентиляторные установки главного проветривания // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Материалы Междунар. симпоз. SRM-95. Екатеринбург, 1997. С. 194—201.

165. Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И., Десятов Е. В. и др. Источник тяги для вентиляции труднопроветриваемых зон // Там же. С. 201—206.

166. Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И., Минин В. В. и др. Повышение безопасности проветривания тупиковых выработок // Там же. С. 206—210.

167. Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И., Минин В. В. и др. Совместная работа поверхностного и подземных источников тяги на рудничную вентиляционную сеть // Там же. С. 210—213.

168. Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И., Минин В. В. и др. Способ разгазирования участка шахтного поля при возникновении крупных аварийных ситуаций (на примере рудника СКРУ-2 АО "Сильвинит") // Там же. С. 214—218.

169. Кропанцев А. М., Гудов В. С., Шишкин И. В. Определение закона движения воздуха в элементах шахтной вентиляционной сети // Безопасность труда в промышленности. 1987. № 12. С. 32—33.

170. Ксенофонтова А. И., Карпунин В. Д., Харев А. А. Вентиляционное сопротивление горных выработок. М.: Углетехиздат, 1950. 263 с.

171. Ксенофонтова А. И. Справочник по рудничной вентиляции. М.: Госгортехиздат, 1962. 691 с.

172. Лазукин Н. Я., Левин М. А., Найман А. Е. К вопросу о глубине регулирования вентиляторов главного проветривания // Уголь. 1969. № 5. С. 54—59.

173. Лаврентьев М. А., Шабат Б. В. Методы теории функций комплексного переменного. М.: Физматгиз, 1958. 318 с.

174. Левин Е. М., Мариновский Э. С., Сысоев В. П. Основные причины низкой экономичности действующих шахтных установок с

осевыми вентиляторами и некоторые пути их устранения // Вопросы горной механики. Киев, 1969. С. 211—217.

175. Луговский С. И., Шкута Э. И., Ошмянский И. Б., Немченко А. А. Совершенствование разработки и вентиляции рудников. М.: Недра, 1968. 303 с.

176. Масляев А. Е. О допустимой величине действующей депрессии // Тр. ВостНИИ. М., 1972. Т. 17. С. 177—189.

177. Медведев И. И. Проветривание калийных рудников. М.: Недра, 1970. 204 с.

178. Медведев И. И., Красноштейн А. Е. Аэрология калийных рудников. Свердловск: УрО АН СССР, 1990. 250 с.

179. Медведев И. И., Красноштейн А. Е. Борьба с пылью на калийных рудниках. М.: Недра, 1977. 192 с.

180. Медведев И. И., Патрушев М. А. Проветривание калийных и каменосоляных рудников. М.: Госгортехиздат, 1963. 160 с.

181. Медведев И. И. К вопросу определения допустимых утечек воздуха через вентиляционные сооружения // Изв. вузов. Горн. журн. 1958. № 7. С. 32—38.

182. Методика проведения экспериментальных исследований по вентиляции труднопроветриваемых рабочих зон (ТПРЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин (утвержд. АО "Уралкалий" и АО "Сильвинит" и согласовано Госгортехнадзором РФ 01. 10. 93). М.: Наука, 1993. 13 с.

183. Методика проведения опытно-промышленных испытаний способа и средств постоянного разгазирования забоя и туپиковых горных выработок на солевом горизонте / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин и др. Березники; Соликамск, 1993. 13 с.

184. Методика проведения опытно-промышленных испытаний способа и средств активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин и др. Березники; Соликамск, 1995. 14 с.

185. Методика опытно-промышленных испытаний средств проветривания длинных тупиковых комбайновых выработок (свыше 300 м). Березники, 1990. 15 с.

186. Методика определения газообильности горных выработок калийных рудников. Пермь; Березники; Соликамск, 1994. 11 с.

187. Методика проведения испытаний подземной вентиляторной установки ВОД-30М2 рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий" (утвержд. уч. советом ГИ УрО РАН, АО "Уралкалий" и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ 18.01.96). Березники, 1995. 6 с.

188. Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках Верхнекамского калийного месторождения. М.: Недра, 1992. 470 с. (Глава 8, раздел 8.3.4).

189. Мещерский И. В. Работы по механике тел переменной массы. М.: Гостехиздат, 1952. 280 с.

190. Милетич А. Ф., Яровой И. М., Бойко В. А. Рудничная и промышленная аэрология. М.: Недра, 1972.

191. Милетич А. Ф. Исследование воздушных завес, как средства борьбы с утечками в надшахтных зданиях Никопольских марганцевых шахт // Тр. по сантехнике Волгоград. ин-та инженеров городского хоз-ва. Волгоград, 1972: Вып. 4. С. 454—458.

192. Милетич А. Ф. Утечки воздуха и их расчет при проветривании шахт. М.: Недра, 1978. 146 с.

193. Минин В. В., Алыменко Н. И. Методика расчета эффективности борьбы с поверхностными подсосами в устье вентиляционного ствола // Аэрология калийных рудников. Свердловск, 1989. С. 12—13.

194. Минин В. В., Красноштейн А. Е., Алыменко Н. И. Беструбное проветривание тупиковых выработок // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Тез. докл. Междунар. симпоз. Пермь, 1995. С. 100—102.

195. Минин В. В., Алыменко Н. И., Чистяков А. Н. Струйное проветривание тупиковых выработок // Горные науки на рубеже XXI века: Тез. докл. Междунар. конф. Пермь, 1997. С. 129—130.

196. Минский Е. М., Фурман Б. А. Об экспериментальном определении некоторых статистических характеристик турбулентных потоков // Изв. Энергетического ин-та. 1970. С. 9.

197. Митропольский А. К. Техника статических вычислений. М.: Наука, 1971. 576 с.

198. Молчанов В. Н., Раскин И. А. Шахтные вентиляторы конструкции Донгипроугольмаша // Уголь. 1983. № 11. С. 37.

199. Мофферт Р. Д. К теории погрешности при однократных измерениях // Теоретические основы инженерных расчетов. М., 1982. Т. 104, № 2. С. 211—218.

200. Мохирев Н. Н., Лукьянов Н. Г. Коэффициент аэродинамического сопротивления выработок калийных рудников // Вентиляция шахт и рудников. Л., 1977. Вып. 4. С. 72—76.

201. Мохирев Н. Н. Оценка точности замеров депрессии при проведении депрессионной съемки калийных рудников // Разработка соляных месторождений. М., 1974. С. 153—157.

202. Мохирев Н. Н. Совершенствование вентиляции калийных рудников // Изв. вузов. Горн. журн. 1989. № 9. С. 47—50.

203. Мохирев Н. Н. Определение режимов работы и мест установки вентиляторов-эжекторов // Вентиляция шахт и рудников. Л., 1980. Вып. 7. С. 50—55.

204. Мохирев Н. Н. Параллельная работа вентиляторов ВРЦД-4, 5 // Изв. вузов. Горн. журн. 1982. № 6. С. 55—56.

205. Мохирев Н. Н. Оптимизация реконструируемой вентиляционной сети калийных рудников // Вентиляция шахт и рудников. 1976. № 3. С. 17—21.

206. Мохирев Н. Н., Лукьянов Н. Г. О повышении надежности вентиляционных сетей калийных рудников // Разработка соляных месторождений. М., 1978. С. 12—16.

207. Мохирев Н. Н. Сравнение и выбор вентиляционных схем калийных рудников // Изв. вузов. Горн. журн. 1990. № 7. С. 43—47.

208. Мохирев Н. Н. Разработка современных методов и средств обеспечения высокоэффективного проветривания рудников, обладающих малыми аэродинамическими сопротивлениями: Автореф. дис. докт. техн. наук. СПб., 1993. 302 с.

209. Мохирев Н. Н., Трофимов Н. А., Захаров Н. И. Некоторые доводы возможности использования подземных вентиляторных установок для проветривания рудников // Тр. УрО РАН. Березники, 1996. С. 113—114.

210. Мохирев Н. Н. Способы нормализации вентиляционной обстановки на труднопроветриваемых участках // Безопасность труда в промышленности. 1994. № 4.

211. Мустель П. И. Рудничная аэрология. М.: Недра, 1970. 216 с.

212. Мустель П. И. Вентиляция шахт. М.: Наука, 1957. 236 с.

213. Мясников А. А., Казаков С. П. Проветривание подготовительных выработок при проходке комбайнами. М.: Наука, 1981. 269 с.

214. Носырев Б. А., Белов С. В. Проектирование вентиляционных каналов главных вентиляторных установок // Горн. журн. 1981. № 10. С. 37—39.

215. Обеспечение устойчивой вентиляции труднопроветриваемых зон рудников с большим эквивалентным отверстием / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Н. Н. Мохирев // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: Тез. докл. Междунар. симпоз. М.; Пермь, 1995. С. 82—84.

216. Оказание технической помощи при разработке комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников ПО "Уралкалий": Отчет о НИР (рук. А. Е. Красноштейн). Пермь, 1989. № 01880049971. 178 с.

217. Ошмянский И. Б., Немченко Н. И. Проблемы повышения эффективности вентиляции рудников Кривбасса при переходе на нагнетательно-всасывающий способ проветривания // Горн. журн. 1984. № 3. С. 55—57.

218. Павловский А. Н. Измерение расхода и количества жидкостей, газов и пара. М.: Mashgiz, 1951.

219. Пак В. С., Бабак Г. А., Пак В. В. Об экономической эффективности шахтных вентиляторов // Вопросы горной механики. М.: Недра, 1967. № 17. С. 3—11.

220. Пак В. С., Гейер В. Г. Рудничные вентиляторы и водоотливные установки. М.: Углетехиздат, 1950. 428 с.

221. Патанкар С. Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкости. М.: Энергоатомиздат, 1984. 152 с.

222. Патент № 2011891. Устройство для уравнивания осевого усилия ротора центробежного вентилятора с двусторонним входом / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, А. И. Чекмасов, А. А. Норин, С. П. Дьяков. М., 1994.

223. Патент № 2037013. Вентиляторная эжектирующая установка / Н. И. Алыменко, Л. М. Папулов, В. В. Минин, А. И. Чекмасов, А. А. Норин, А. Л. Кемкин. М., 1995.

224. Патент № 2030590. Вентиляторная эжектирующая установка / Н. И. Алыменко, Л. М. Папулов, В. В. Минин, А. И. Чекмасов, А. А. Норин, А. Л. Кемкин. М., 1995.

225. Патент № 2057945. Вентиляторная эжектирующая установка / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Л. М. Папулов, А. Е. Красноштейн. М., 1996.

226. Патент № 2054553. Способ проветривания тупиковой выработки / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, В. И. Фоминых и др. М., 1996.

227. Патент № 2064588. Способ проветривания тупиковой горной выработки / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, А. Е. Красноштейн и др. М., 1996.

228. Патент № 1686179. Устройство для предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Б. Н. Толмачев. М., 1991.

229. Патент № 1816396. Способ предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Б. Н. Толмачев, С. В. Ренжина. М., 1991.

230. Патент № 1775000. Вентиляторная установка в подземном исполнении / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Л. М. Папулов, А. И. Чекмасов. М., 1992.

231. Патрушев М. А., Кондратов В. Л. Утечки воздуха на глубоких шахтах Донбасса. Донецк: Донбасс, 1972. 100 с.

232. Патрушев М. А., Карнаух Н. В. Устойчивость проветривания угольных шахт. М.: Недра, 1973. 188 с.

233. Передвижная подземная вентиляторная установка (ППВУ) с вентиляторами типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12, В-2М: Техн. опис. и руководство по эксплуатации / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин и др. (утвержд. Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95). М.: Наука, 1995. 26 с.

234. Петров Н. Н. Исследования главных вентиляторных установок: Автореф. дис. ... докт. техн. наук. Новосибирск, 1980.

235. Петров Н. Н., Пономарев Н. Т. Методы повышения эффективности работы ГВУ // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1970. № 6. С. 85—90.

236. Петров Н. Н. Оптимизация параметров вентиляционных установок шахт // Автоматическое регулирование в горном деле. Новосибирск, 1971. С. 3—15.

237. Петров Н. Н., Пономарев П. Т. Методы повышения эффективности работы ГВУ // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1970. № 6. С. 85—90.

238. Петров Н. Н., Кайгородов Ю. Н. Об эволюции вентиляционных систем шахт Кузбасса // Автоматическое регулирование в горном деле. Новосибирск, 1971. С. 50—57.

239. Пигида Г. Л. Анализ совместной работы шахтных вентиляторов. М.: Недра, 1976. 208 с.

240. Подземная вспомогательная вентиляторная установка / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин и др. // Безопасность труда в промышленности. 1995. № 5. С. 22—25.

241. Подземная вспомогательная вентиляторная установка (ПВВУ) с вентиляторами типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12: Техн. опис. и руководство по эксплуатации / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, Н. Н. Мохирев, В. В. Минин и др. (утвержд. Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95). М.: Наука, 1995. 28 с.

242. Попов В. М., Левин М. А. Определяющие факторы и методы оценки пределов измерения скорости вращения шахтных вентиляторов // Горная электромеханика. М., 1972. Вып. 2. С. 97—106.

243. Потунин А. Н. Методы и техника измерений параметров газового потока. М.: Машиностроение, 1972. 332 с.

244. Пояснительная записка к техно-рабочему проекту реконструкции главной подземной вентиляторной установки 1-го калийного рудника Соликамского комбината. Л.: ВНИИГ, 1949. 8 с.

245. Правила 28—64. Измерение расхода жидкостей, газов и паров. М., 1964.

246. Проведение унификации и разработка требований к вентиляторам главного и местного проветривания в целях повышения их надежности и улучшения аэродинамических характеристик: Отчет о НИР. № 0182. 9053134. Донецк, 1982.

247. Программа испытаний совместной работы разнотипных источников тяги (ГВУ, ПВУ, ПВВУ) в вентиляционной сети рудника БКРУ-2 АО "Урал-

калий" (утвержд. ГИ УрО РАН, АО "Уралкалий" и согласована Зап.-Уральск. округом Госгортехнадзора РФ 18.01.96). Березники, 1995. 5 с.

248. Пугачев В. С. Теория случайных функций и ее применение к задачам автоматического управления. М.: Физматгиз, 1960. 883 с.

249. Пустовойт Б. В. Механика жидкостей в трубах. М.: Недра, 1971. 144 с.

250. Рабочий проект на реконструкцию вентиляции рудника БКРУ-2 (1-я очередь). Пермь: УФ ВНИИГ, 1992.

251. Разработка комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников: Отчет (рук. А. Е. Красноштейн). Пермь: Изд. ППИ, 1986. № 01860062159. 286 с.

252. Там же. 1987. № 08860082159. 313 с.

253. Там же. 1988. № 01860062169. 312 с.

254. Разработка систем вентиляции рудников с разнотипными источниками тяги в вентиляционных сетях, их испытание (на примере рудника БКРУ-2). Тема № 3.06.14/95—96: Отчет (рук. А. Е. Красноштейн). Березники: Изд. ГИ, 1996. 129 с.

255. Раскин И. А. Новые вентиляторы для шахт и рудников. М.: Недра, 1965. 112 с.

256. Раскин И. А. Оценка технического уровня и качества шахтных вентиляторов // Уголь Украины. 1983. № 4. С. 25—26.

257. Раскин И. А. Шахтные вентиляторы в одиннадцатой пятилетке // Безопасность труда в промышленности. 1981. № 10. С. 6—9.

258. РД 50—213—80. Правила измерения расхода газов и жидкостей стандартными сужающими устройствами. М.: Изд-во стандартов, 1982. 17 с.

259. Результаты обследования состояния системы проветривания рудника им. С. М. Кирова: Отчет (рук. А. Е. Красноштейн). Пермь: Изд. ППИ, 1988. 60 с.

260. Руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон (ТПЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин (утвержд. Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95). М.: Недра, 1995. 12 с.

261. Руководство по ревизии и наладке главных вентиляторных установок шахт. М.: Недра, 1981. 336 с.

262. Рхи С. М., Чоу У. Л. Численный расчет турбулентного обтекания профиля с отрывом потока у задней кромки // Аэрокосмическая техника. 1984. № 7. С. 33—43.

263. Скочинский А. А., Комаров В. Б. Рудничная вентиляция. М.: Углетехиздат, 1959. 632 с.

264. Скочинский А. А., Ксенофонтова А. И., Харев А. А. Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов и способы его снижения. М.: Углетехиздат, 1953. 364 с.

265. Смородин С. С., Верстаков Г. В. Шахтные стационарные машины и установки. М.: Недра, 1975. 280 с.

266. Снедекор Дж. У. Статистические методы в применении к исследованиям в сельском хозяйстве и биологии. М.: Сельхозиздат, 1961. 573 с.

267. Совершенствование проветривания шахт: Тез. докл. науч.-техн. совещ. Ночеркасск, 1972. 143 с.

268. Спецмероприятия по безопасному ведению горных работ на Верхнекамском калийном месторождении в условиях газового режима. М.: Недра, 1993. 26 с.

269. Способ вентиляции рудников и устройства для их осуществления. Свердловск: Свердл. фил. ВЦПУ, 1987. Рук. Л. А. Магницкая.

270. Справочник по горному делу / Под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжь-янова, И. Е. Ерофеева. М.: Недра, 1983. 816 с.

271. Справочник горного инженера / Под ред. В. К. Бучнева. М.: Гос. науч.-техн. изд-во по горн. делу, 1960. 792 с.

272. Теоретические основы создания вентиляторных установок для подземных условий: Отчет (рук. Н. И. Алыменко). Пермь: Изд. Горн. ин-та УрО РАН, 1995. № 01910000511. 72 с.

273. Тимухин С. А. Показатели эффективности эксплуатации главных вентиляторных установок // Изв. вузов. Горн. журн. 1981. № 11. С. 99—102.

274. Тимухин С. А. Некоторые вопросы повышения эффективности работы вентиляторных установок главного проветривания (на примере шахт СУБРа): Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1973. 25 с.

275. Тимухин С. А. Прогнозирование режимов шахтных вентиляторных установок главного проветривания // Электромеханические системы и оборудование. Пермь, 1974. вып. 151. С. 177—181.

276. Томас П. Д., Миддлкофф Дж. Ф. Прямое управление распределением узловых точек в сетках, порождаемых решениями эллиптических уравнений // Ракетная техника и космонавтика. 1980. № 7. С. 55—61.

277. Унификация и разработка требований к вентиляторам главного и местного проветривания в целях повышения их надежности и улучшения аэродинамических характеристик: Отчет о НИР (рук. Г. А. Бабак). М.: ВНИИ горн. механики, 1986. № 02860005677.

278. Усачев А. Е. Численный метод решения уравнений Навье—Стокса и Рейнольдса для течения за обращенным назад уступом. М.: НТО НИО-4, 1986. № 11780.

279. Устинов П. М. Использование скиповых стволов для проветривания шахт: Тр. Караганд. НИИ. М.: Недра, 1984. Вып. 16. 179 с.

280. Ушаков К. З., Скопинцева О. В. Влияние аэродинамического старения горных выработок на надежность шахтных вентиляционных сетей // Изв. вузов. Горн. журн. 1989. № 6. С. 55—58.

281. Ушаков К. З. О моделировании аэродинамических процессов в горных выработках // Изв. вузов. Горн. журн. 1969. № 12. С. 51—54.

282. Флятау Р. С. Гидротехнические работы трубопроводов. М.: Гос-топиздат, 1949. 210 с.

283. Фоминых В. И. Исследование физических процессов естественного воздухообмена в горных выработках и разработка методов оценки газовой опасности рабочих зон калийных рудников: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Пермь, 1990. 120 с.

284. Фоминых В. И., Файнбург Г. З., Коротаев В. И., Захаров Н. И. Прогнозирование уровня загазованности тупиковых выработок // Совершенствование разработки калийных месторождений. Пермь, 1987. С. 105—108.

285. Харев А. А. Местные сопротивления шахтных вентиляционных сетей. М.: Углетехиздат, 1954. 247 с.

286. Центробежные вентиляторы / Под ред. Т. С. Соломаховой. М.: Машиностроение, 1975.

287. Чистяков А. Н., Алыменко Н. И., Минин В. В. Проветривание и массоперенос при проведении тупиковой горной выработки ком-

байновым комплексом // Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона: Материалы Всерос. науч.-практич. конф. Березники, 1996. С. 116.

288. Шадрин А. В., Зайцев Г. И., Сидоркина О. П. Спектральный состав давления воздуха в шахтном трубопроводе // Изв. вузов. Горн. журн. 1992. № 12.

289. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания / Г. А. Бабак, К. П. Бочаров, А. Т. Волохов и др. М.: Недра, 1982.

290. Шашмури Ю. А. Фильтрационные утечки рудничного воздуха. М.: Недра, 1983. 130 с.

291. Шиллер Л. Движение жидкостей в трубах. М.: Техиздат, 1936. 230 с.

292. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя. М.: Наука, 1974. 711 с.

293. Шпак Г. В., Родин А. Н., Корнилов А. Я. Состояние проветривания Североуральских рудников // Вопросы горной электромеханики. М., 1969. Вып. 1. С. 74—83.

294. Энергосберегающее проветривание рудников с малым аэродинамическим сопротивлением (на примере калийных рудников) / А. Е. Красноштейн, Н. И. Алыменко, В. В. Минин, Н. Н. Мохирев, Л. М. Папулов, В. И. Фоминных // Горн. вестн. 1995. № 4. С. 55—59.

295. Яковлев К. П. Математическая обработка результатов измерений. М.: ГОСИНТИ, 1950. 217 с.

296. Grubenliifter mit grosser Formmenge. Schlagel und Eisen. 1964. N 26. 208 p.

297. Richmond M. C., Patel V. C. Convex and concave surface curvature effects in wall-bounded turbulent flows // AIAA Journal. 1991. Vol. 29, N 6. P. 895—902.

298. Taylor G. J. Dispersion of soluble in solvent flowing slowly a tube // Proceedings of Royl Society of London. 1954. P. 446—468.

299. Verma Y. Some exercises using a computer program to determine the effect of face desing features on mine climate // Mining Eng. (Gr. Brit.). 1980. Vol. 140, N 226. P. 47—53.

300. Wallis R. A. Development of the primary ventilation system of Mount. Fsa. 2. Aerodynamic design of new fans. Proc. Australlas. Fnst. Mining and Metallury. 1967. 222 p.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
1. ПРОБЛЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ С БОЛЬШИМ ЭКВИВАЛЕНТНЫМ ОТВЕРСТИЕМ ...	5
1.1. Характер и особенности проветривания разветвленных вентиляционных сетей с большим эквивалентным отверстием	5
1.2. Главные вентиляторные установки	11
1.3. Внешние утечки воздуха в поверхностных комплексах вентиляционных стволов	19
1.4. Внутренние утечки воздуха	31
2. ПОВЕРХНОСТНЫЙ КОМПЛЕКС ВЕНТИЛЯЦИОННОГО СТВОЛА	36
2.1. Анализ надежности подсистемы "вентиляционная сеть" при изменении подсосов в поверхностном комплексе вентиляционного ствола	36
2.2. Исследование осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания	42
2.2.1. Численные и экспериментальные исследования структуры турбулентного течения в плоском канале с изломом оси	42
2.2.2. Разработка способов и средств устранения осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания	69
2.3. Разработка и исследование способа управления внешними утечками воздуха, возникающими в вентиляционных каналах главных вентиляторных установок	76
2.4. Разработка и исследование способа управления внешними утечками воздуха, проходящими через устье вентиляционного ствола	84
3. ВЕРОЯТНОСТНОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЙ РЕЖИМОВ РАБОТЫ РУДНИЧНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ...	94
3.1. Метод прогнозных расчетов	94
3.2. Возможные виды зависимостей при прогнозных расчетах и сроки прогнозирования	102
3.3. Практическое применение метода прогнозных расчетов режимов работы главных вентиляторов	104

3.4. Методика расчета прогнозных режимов работы главных вентиляторов Верхнекамских калийных рудников.....	111
4. ПОДЗЕМНЫЕ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ	114
4.1. Общие сведения.....	114
4.2. Методика исследования компоновки подземных вспомогательных вентиляторных установок главного проветривания (ПВВУГП).....	116
4.2.1. Объект исследования	116
4.2.2. Цель и задачи исследования	117
4.2.3. Составные элементы ПВВУГП.....	117
4.2.4. Взаимосвязь элементов ПВВУГП.....	117
4.2.5. Горно-геологические условия	119
4.2.6. Схемы подключения ПВВУГП к вентиляционной сети.....	120
4.2.7. Компоновка ПВВУГП.....	120
4.3. Разработка и обоснование схем компоновки ПВВУГП.....	121
4.4. Разработка и обоснование схем подключения ПВВУГП к вентиляционным сетям	128
4.5. Работа ПВВУГП.....	132
4.6. Совместная работа ВУГП и ПВВУГП	133
5. РАЗРАБОТКА АЭРОДИНАМИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ.....	138
5.1. Теоретические предпосылки создания передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ)	139
5.2. Экспериментальная установка модели ППВУ.....	144
5.3. Экспериментальные исследования модели ППВУ.....	148
5.4. Расчет максимально допустимой безопасной длины тупиковой горной выработки, проветриваемой с применением забойной установки активного проветривания (ЗУАП)	154
6. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ И ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРЕДВИЖНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ.....	162
6.1. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике	162
6.2. Шахтные испытания и получение аэродинамических характеристик ППВУ	172
6.3. Способы регулирования и оптимизация геометрических параметров ППВУ.....	179
6.4. Шахтные испытания ППВУ для разгазирования системы горных выработок	180
6.5. Подземная вспомогательная вентиляторная установка (ПВВУ)	184

6.6. Шахтные опытно-промышленные испытания способа активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок	189
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	200
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	204

Научное издание

Николай Иванович АЛЫМЕНКО
Вадим Витальевич МИНИН

**ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ
И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ**

Рекомендовано к изданию
Ученым советом Горного института
и НИСО УрО РАН

Редактор **С. С. Гаврилова**
Технический редактор **Е. М. Бородулина**
Корректоры **Н. В. Каткова, Г. Н. Старкова**
Компьютерная верстка **Л. Г. Владыкиной**

ЛР № 020764 от 24.04.98 г.

НИСО УрО РАН № 162(98)—163. Сдано в набор 03.06.99. Подписано в печать
15.11.99. Формат 60 × 84 1/16. Бумага типографская. Гарнитура Таймс. Усл. печ.
л. 14. Уч.-изд. л. 14. Тираж 300. Заказ № 169.

614007. Пермь, ул. Сибирская, 78 А. Горный институт УрО РАН.
620219. Екатеринбург, ул. С. Ковалевской, 18. Типография УрО РАН.