

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**



**СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ ПОСЛЕ  
МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ**

**Монография**

**Днепр  
НГУ  
2017**

УДК 622.235:622.457.5

C73

Рекомендовано  
вченою радою Державного ВНЗ «НГУ» як монографія  
(протокол № 13 від 18.10.2016)

**Рецензенти:**

- М.С. Четверик** – доктор технічних наук, професор, завідувач відділу геомеханічних основ технологій розробки родовищ Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України (м. Дніпро);
- В.І. Голінько** – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри аерології та охорони праці Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» (м. Дніпро);
- Л.Н. Ширін** – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри транспортних систем і технологій Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» (м. Дніпро).

**C73** **Способы и средства проветривания рудников после массовых взрывов: монография / С.Б. Микрюков, Е.А. Яворская, А.В. Яворский, В.В. Русских; М-во образования и науки Украины; Нац. горн. ун-т. – Днепр: НГУ, 2017. – 92 с.**

ISBN 978 – 966 – 350 – 658 – 6

Посвящена вопросам разработки способов и средств проветривания рудников после массовых взрывов. Определены аэродинамические параметры местных сопротивлений и аэродинамические характеристики протяженных горных выработок с различными видами крепления, характерных для рудников Кривбасса. Выполнено теоретическое обоснование модели турбулентного движения воздушного потока в горных выработках с переменным расходом по длине. Разработан новый способ проветривания горных выработок, при проведении массовых взрывов, позволяющий повысить эффективность вентиляции. Установлены аэродинамические параметры основных вентиляционных направлений, позволяющих более достоверно определять режимы работы вентиляторов главного проветривания.

Для студентов, инженерно-технических работников, сотрудников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций угольной промышленности.

Ил. 30. Библиогр.: 107 назв.

УДК 622.235:622.457.5

ISBN 978 – 966 – 350 – 658 – 6

© С.Б. Микрюков, О.О. Яворська,  
А.В. Яворський, В.В. Руських, 2017  
© Державний ВНЗ «Національний  
гірничий університет», 2017

## ВВЕДЕНИЕ

Дальнейшее всестороннее развитие Украины как независимого государства в первую очередь зависит от подъема ее экономического потенциала и, в частности, от роста количественных и качественных показателей работы промышленности. Основной отраслью, определяющей удельный вес Украины в мировой экономике, является металлургическая промышленность, которая несмотря на общеизвестные трудности, в настоящее время работает эффективно, кроме того основные валютные поступления в бюджет страны обеспечиваются экспортом металлопроката, окатышей и сырой руды.

Для обеспечения дальнейшей стабильной работы этой народнохозяйственной отрасли, важное внимание должно уделяться и наращиванию ее сырьевой базы, в частности, добычи железной руды, около 75% которой добывается в Криворожском железорудном бассейне.

Дальнейший рост добычи железной руды осуществляется как за счет введения в эксплуатацию новых мощностей, так и за счет интенсификации ведения горных работ, изыскания резервов повышения производительности и безопасности труда.

Системы разработки рудников Кривбасса характеризуются массовым обрушением руды, что предопределяет выполнение большого объема взрывных работ одновременно - массовых взрывов. Количество взрывчатых веществ (ВВ) взрываемых при этом достигает 100 и более тонн. Взрывное разложение таких больших количеств ВВ в ограниченных пространствах горных выработок рудников неизбежно приводит к их интенсивному загазированию токсичными пылегазовыми продуктами взрыва, разбавление которых до безопасных предельно допустимых концентраций (ПДК) на рабочих местах, требует значительного времени и эффективной работы вентиляционной системы шахты.

В результате увеличения мощностей рудников и общего понижения уровня горных работ в Кривбассе сформировались сложные трудноуправляемые вентиляционные системы рудников. Кроме того, применяемые в настоящее время технические средства оперативного управления вентиляцией шахт Кривбасса, в частности, вентиляционные сооружения не обеспечивают возможность интенсификации вентиляции после массового взрыва. При этом они отличаются недостаточной устойчивостью к действию ударной взрывной волны и не способны самовосстанавливаться.

До настоящего времени практически отсутствуют значения аэродинамических параметров для комплекса горных выработок очистных панелей рудников Кривбасса, которые по существу представляют негерметичные элементы шахтных вентиляционных систем, что существенно снижает точность и достоверность вентиляционных расчетов как на стадии проектирования, так и при выборе вентиляционных режимов оперативного проветривания рудников. Кроме того, значительная часть продуктов взрыва

остается в обрушенной горной массе и затем выделяется в рудничную атмосферу очистных выработок при выпуске и транспортировании руды.

Исследованиями динамики состава атмосферы в горных выработках рудников были установлены причины их длительной загазованности после производства массовых взрывов, основными из которых являются:

- сложность и трудноуправляемость вентиляционных систем рудников;
- недостаточная механическая устойчивость и низкое аэродинамическое качество вентиляционных сооружений;
- невозможность дистанционного управления вентиляционными сооружениями или их самовосстановления непосредственно после взрыва;
- недостаточная эффективность используемых или отсутствие технических средств и способов активизации вентиляционных режимов.

Все это приводит к тому, что вентиляция рудников после массовых взрывов является сдерживающим фактором как интенсификации добычи руды, так и улучшения условий труда, повышения его безопасности на подземных горных работах. Простои рудников из-за загазованности продуктами взрыва достигают 30 и более часов.

В связи с вышеуказанным, проведение исследований в области совершенствования вентиляции рудников после массовых взрывов является актуальной задачей.

*Авторы выражают благодарность заведующему кафедры аэрологии и охраны труда Государственного ВУЗ «НГУ» докт. техн. наук, профессору Голинько В.И., докт. техн. наук, профессору Бойко В.А., и сотрудникам кафедры канд. техн. наук, доцентам Шибке Н.В. и Лебедеву Я.Я., ассистенту Иценко А.С. за консультативную помощь и поддержку при выполнении настоящей монографии.*

*Авторы также выражают благодарность инженерно-техническим работникам шахт РУ им. Кирова за организационную поддержку при выполнении экспериментальных исследований в горных выработках рудника.*

## ГЛАВА 1.

### **АНАЛИЗ СПОСОБОВ И СРЕДСТВ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ И АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НЕГЕРМЕТИЧНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

#### **1.1. Системы разработки на рудниках Кривбасса**

Технология подземной разработки железной руды в Криворожском бассейне характеризуется широким спектром систем разработки с применением отбойки руды и пород скважинными и камерными зарядами взрывчатых веществ, причем, как правило, в пределах одного рудника применяются несколько систем разработки [1].

На рис. 1.1. приведены результаты анализа систем разработки по рудникам объединения в период с 2006 г. по 2009 г., выполненного для оценки факторов влияющих на состояние проветривания рудников после массовых взрывов. Как видно из рисунка наибольшее количество руды (около 70 %) добывается в бассейне с применением системы подэтажного обрушения. Эта система применяется на рудниках бассейна в следующих вариантах: с отбойкой руды горизонтальными, наклонными и вертикальными слоями на заранее подготовленные компенсационные камеры или без них, так называемые варианты с отбойкой руды на зажим. Отбойку руды осуществляют послойно с применением скважин, пробуренных из выработок бурового горизонта.

Система разработки с подэтажным обрушением, как видно из рис. 1.1. получила наибольшее распространение в Кривбассе.

Основным препятствием повышения производительности труда при применении систем подэтажного обрушения со скреперной доставкой руды является некачественное дробление руды и, как следствие, необходимость ведения взрывных работ по вторичному дроблению. Это приводит к тому, что лишь около трети смены осуществляется скреперование руды.

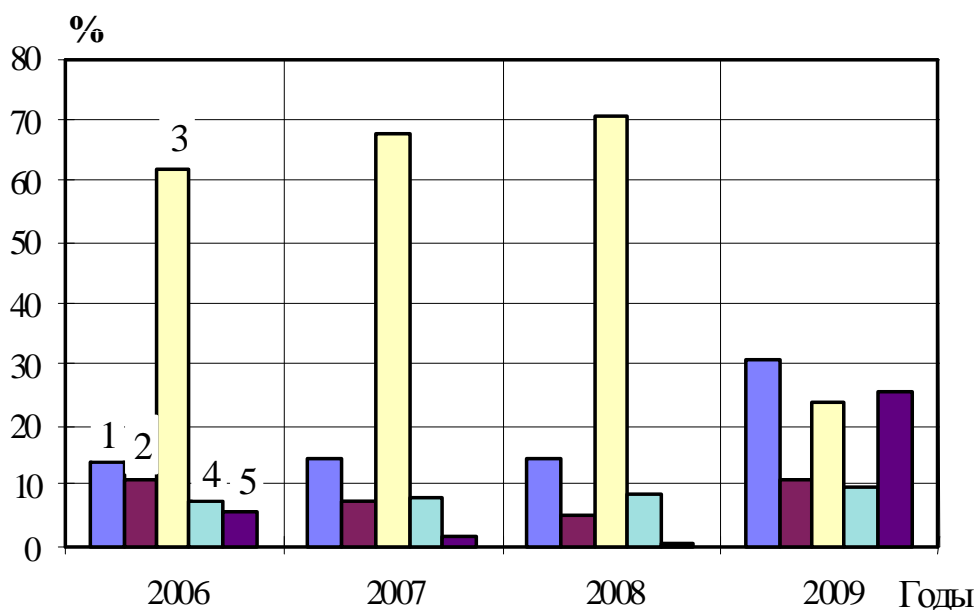


Рис. 1.1. Удельный вес камерных систем разработки с массовым обрушением руды на рудниках Кривбасса:

- 1 - этажнокамерная;
- 2 - подэтажнокамерная;
- 3 - подэтажное обрушение;
- 4 - с закладкой выработанного пространства;
- 5 - этажно-принудительное обрушение

Кроме этой системы находят применение этажно-камерная система, система с закладкой выработанного пространства, подэтажно-камерная система и система с этажно-принудительным обрушением.

Камерная система разработки наибольшее распространение получила на рудниках, разрабатывающих залежи крепких руд с устойчивыми вмещающими породами (РУ им. Ленина, РУ им. XX партсъезда, РУ им. Розы Люксембург, им. Фрунзе). За последние годы доля руды, добываемой этажно-камерной системой разработки, снизилась, однако ее применение дает возможность добычи неразубоженной руды из камер. Отбойку руды осуществляют послойно с применением скважин, штанговых шпуров и минных зарядов.

Совершенствование камерных систем происходит в направлении увеличения камерных запасов блоков, а также создания высокоэффективных способов отработки междукamerных и междублоковых целиков. Несовершенство разработки этих целиков значительно снижает эффективность камерных систем при увеличении глубины разработки, когда нарастающее горное давление обуславливает необходимость увеличения размеров целиков для поддержания выработанного пространства.

Эффективность камерных систем, особенно при увеличении глубины разработки, в значительной степени определяется тем, насколько правильно и обосновано приняты параметры системы: размеры камер и междукamerных

целиков, толщина потолочины. Важнейшими факторами, определяющими допустимые размеры камер и целиков, являются: прочностные свойства и глубина разработки рудного тела; допустимые размеры и форма обнажений; применение различных технических средств, упрочняющих породы, а в особых случаях - специальных железобетонных перекрытий; сейсмическое влияние производимых взрывов.

Система разработки с закладкой выработанного пространства позволяет повысить степень извлечения полезных ископаемых из недр, сохранить от обрушения поверхность, обеспечить селективность выемки руд различной ценности, разрабатывать залежи в сложных гидрогеологических условиях. Несмотря на то, что все это приводит к увеличению себестоимости добычи руды, с увеличением глубины разработки значение этой системы будет возрастать, т.к. она является надежным средством управления горным давлением и поддержания выработанного пространства.

Система разработки с этажно-принудительным обрушением с отбойкой руды скважинами нашла применение на Первомайском РУ. В незначительных объемах на шахтах РУ им. Ленина, РУ им. Кирова и РУ им. Держинского применяется подэтажно-камерная система с отбойкой руды скважинами и концентрированными зарядами.

## **1.2. Анализ параметров массовых взрывов при отбойке руды**

Технология подземной добычи руды на современном этапе отличается большим объемом взрывных работ по отбойке руды. Как правило, подавляющее количество взрывчатых веществ расходуется в конце каждой рабочей смены. Взрывные работы вызывают резкое повышение содержания газов и пыли в атмосфере горных выработок. Несмотря на достигнутые успехи в разработке технических средств пыле- и газоподавления до настоящего времени основным методом нормализации атмосферы горных выработок является организация эффективной вентиляции рудника.

В результате анализа производства массовых взрывов на рудниках Кривбасса установлено, что общий вес взорванных взрывчатых веществ составил 12317,3 тонн. При этом проведено 3022 массовых взрывов.

Отбойка руды при производстве массовых взрывов осуществляется путем взрывания скважинных, штанговых, мелкошпуровых и минных зарядов.

Как видно из рис. 1.2 наиболее широкое применение на рудниках Кривбасса за период 2007-2009 гг. получили скважинные заряды (около 90% от общего количества зарядов).

За один прием взрывается от 1 до 50 тонн и более ВВ.

На рис. 1.3 представлены результаты анализа массовых взрывов по весу взрывааемых зарядов. Наиболее часто производятся технологические взрывы с весом одновременно взрываемого заряда от 1 до 3 тонн.

Исследованиями установлено, что время простоев очистных блоков, где проводились массовые взрывы, колеблется в пределах от 7 до 33 часов.

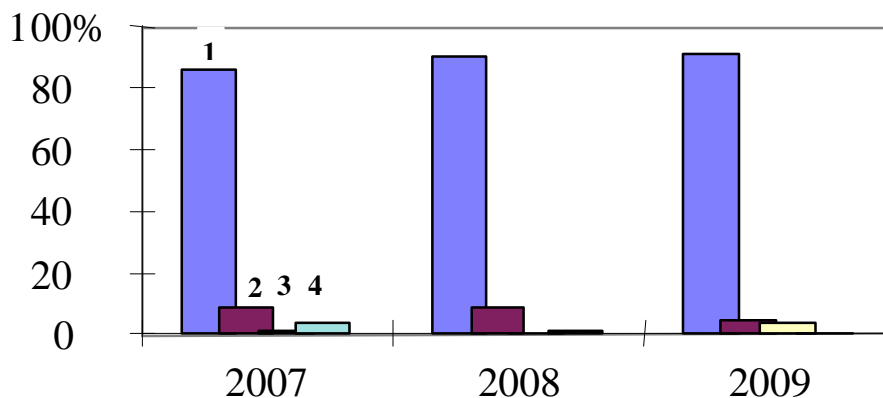


Рис. 1.2. Удельный вес способов взрывных работ по отбойке руды:

- 1 - скважинные заряды;
- 2 - штанговые заряды;
- 3 - мелкошпуровые заряды;
- 4 - минные заряды

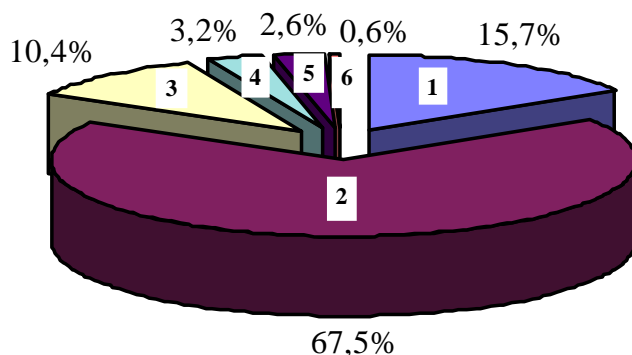


Рис. 1.3. Распределение массовых взрывов по отбойке руды по весу взрывааемых зарядов:

- 1 - вес заряда 1 т;
- 2 - вес заряда 1 – 3 т;
- 3 - вес заряда 3 – 10 т;
- 4 - вес заряда 10 – 20 т;
- 5 - вес заряда 20 – 50 т;
- 6 - вес заряда свыше 50 т

Сокращение времени проветривания шахты после массовых взрывов является актуальной задачей, которая может быть решена путем направления к месту проведения взрыва максимально возможного количества свежего воздуха [2]. Этому правилу необходимо следовать и в том случае, если массовые взрывы приурочиваются к выходным дням. Совершенно нецелесообразно затрачивать целые выходные сутки на проветривание шахты. Более правильно устраивать вентиляцию так, чтобы за первую смену



выходных суток было полностью закончено проветривание выработок до санитарных норм, а за две остальные смены проведены ремонтные работы в районе массового взрыва. При таком распределении времени можно без промедления приступить к выпуску руды из данного и соседних блоков с первой же рабочей смены следующих суток.

### 1.3. Анализ динамики состава рудничной атмосферы в горных выработках рудников после массовых взрывов

Экспериментальные исследования характера загазованности горных выработок проводились на шахтах “Гигант - Глубокая ” и “Саксагань” РУ им. Дзержинского, а также на шахте “Северная” РУ им. Кирова. Исследования проводились после массовых взрывов глубоких скважин в очистных блоках. Всего было произведено 1591 измерение концентрации окиси углерода в рудничном воздухе основных мест ведения горных работ после 49 массовых взрывов. В частности, на шахте “Гигант - Глубокая” произведено 423 измерения после 22 массовых взрывов, на шахте “Саксагань” - 782 измерения после 20 взрывов и на шахте “Северная” - 386 исследований состава рудничной атмосферы после 7 массовых взрывов. Количество ВВ использованное в этих массовых взрывах колебалось в пределах от 6,8 до 65 тонн. Взрывные работы производились в очистных блоках с массовым обрушением руды, с различными горно-геологическими и горнотехническими условиями, что и предопределило различный характер и продолжительность загазованности сети горных выработок. При этом продолжительность проветривания (простой) рудников составляла от 6 до 33 часов. По данным анализа результатов исследований получены характерные зависимости концентрации СО от времени проветривания (рис. 1.4).

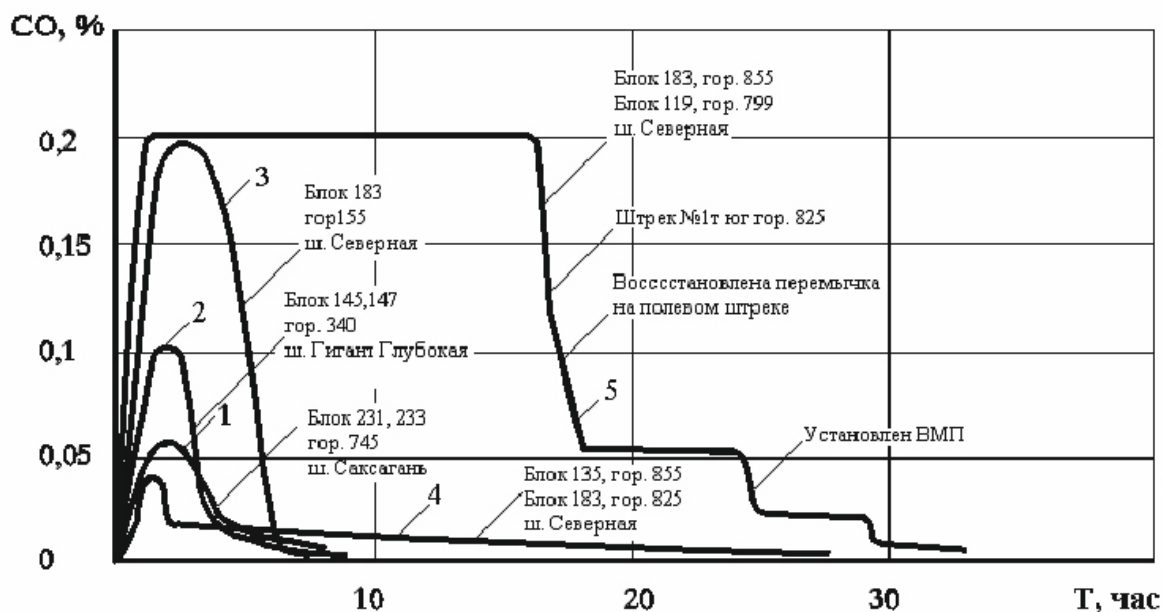


Рис. 1.4. Изменения концентрации СО в зависимости от времени проветривания

Здесь кривые 1, 2, 3, соответствуют относительно удовлетворительным условиям проветривания горных выработок после массовых взрывов, что и предопределило время проветривания 7 – 8 часов. При этом нарушений вентиляционных режимов из-за разрушений вентиляционных сооружений не наблюдалось. Кроме того, для активизации проветривания применялись дополнительные меры: использование ВМП, сжатого воздуха, возведение временных перемычек и др. Кривые 4 и 5 отражают характер изменения загазованности горных выработок обуславливающий наиболее продолжительный период проветривания рудников после массовых взрывов, и как следствие, значительные их простои 27 и 33 часа соответственно. В этих случаях основными причинами простоев явились: трудно управляемые вентиляционные сети, необоснованный выбор режимов проветривания, взрывонеустойчивость вентиляционных сооружений, отсутствие оперативных мер по восстановлению эффективного режима вентиляции после массовых взрывов.

На рис. 1.5. представлена диаграмма причин загазованности горных выработок рудников Кривбасса.

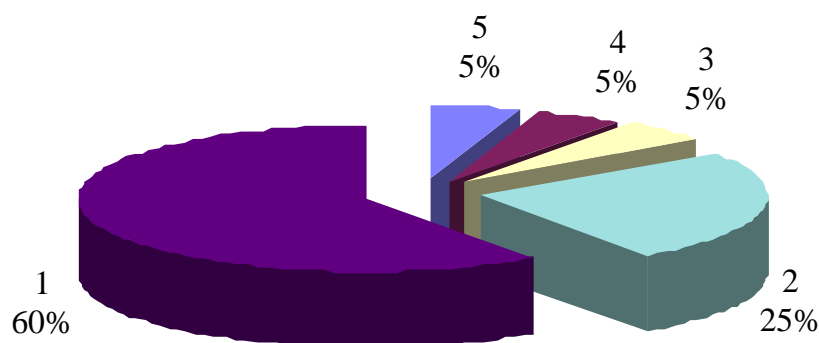


Рис. 1.5. Диаграмма причин длительной загазованности горных выработок рудников Кривбасса после массовых взрывов:

- 1 - сложность и трудноуправляемость вентиляционных сетей рудников;
- 2 - недостаточная ударная устойчивость вентиляционных сооружений;
- 3 - невозможность дистанционного восстановления разрушенных вентиляционных сооружений после взрыва;
- 4 - неиспользование способов и средств активизации вентиляционных режимов после массовых взрывов;
- 5 - другие причины

Анализируя в целом результаты экспериментальных исследований загазованности горных выработок рудников после массовых взрывов необходимо сделать следующие выводы основными причинами длительной загазованности горных выработок и соответственно простоев рудников являются:

- сложность и трудноуправляемость их вентиляционных систем;
- низкая механическая устойчивость вентиляционных сооружений (перемычек, дверей и др.) к воздействию ударных воздушных волн;
- невозможность дистанционного управления вентиляционными сооружениями или их самовосстановления непосредственно после взрыва;
- неиспользование или неэффективное применение других технических средств и способов активизации вентиляционных режимов, в том числе местных, для быстрой эвакуации продуктов взрыва (применение ВМП, воздушных завес, парусов, местное реверсирование, закорачивание и принудительное опрокидывание вентиляционных струй и др.)

Другими факторами, влияющими на продолжительную загазованность действующих горных выработок рудников, являются:

- тип и качество ВВ;
- количество, одновременно взрываемого ВВ;
- характер взрывных работ (камерные и минные заряды, глубокие скважины);
- физико-механические и физико-химические свойства руды, в частности гранулометрический состав взорванной массы, её фильтрационные характеристики;
- горнотехнические факторы (система разработки, способ подготовки, паспорт БВР и др.);

Учитывая вышеизложенное, необходимо отметить, что основные практические задачи совершенствования вентиляции рудников после массовых взрывов сводятся к следующему:

- разработать эффективные схемы и способы управления проветриванием позволяющие в кратчайшие сроки эвакуировать продукты взрыва в том числе и при последующем ведении очистных работ (газовыделение из отбитой руды);
- разработать конструкции быстровозводимых вентиляционных перемычек, устойчивых к ударной волне при массовых взрывах.

Важнейшим фактором повышения нагрузки на очистные блоки является сокращение времени их проветривания после взрывных работ. В частности, среди причин простоев рудников одной из основных является отсутствие эффективных средств по обеспечению оперативного проветривания рудников после взрывов. Применяемые в настоящее время вентиляционные перемычки сложны при возведении, неустойчивы к ударной волне и трудновосстанавливаемые.

Поэтому создание принципиально новых устойчивых к ударной волне и сомовосстанавливающихся вентиляционных перемычек, обеспечивающих в кратчайшие сроки эвакуацию продуктов взрывных работ, является одной из актуальных задач, решение которой позволит существенным образом сократить время проветривания и простои рудников и вместе с этим повысит безопасность работ по подземной добыче руды.

#### **1.4. Анализ способов и средств проветривания рудников после массовых взрывов и аэродинамических параметров негерметичных горных выработок**

Решение актуальных задач проветривания современных рудников потребовало в большинстве случаев выполнения значительного объема теоретических и экспериментальных исследований [2-52, 55, 64-97].

Основополагающий вклад в развитие рудничной аэрогазодинамики внесли такие известные ученые, как А.А. Скочинский, В.Б. Комаров, А.И. Ксенофонтова, П.И. Мустель, В.Н. Воронин, Ф.А. Абрамов, К.З. Ушаков, В.А. Бойко, Н. Ф. Кременчуцкий, Ф. С. Клебанов, В. А. Долинский, и др.

Результатами их исследований являются: научное обоснование процессов, происходящих в вентиляционных сетях рудников, инженерные методы расчета вентиляции, способы и средства оперативного управления рудничной вентиляцией, ее автоматизация и диспетчеризация.

Вопросам аэрогазодинамики массовых взрывов в рудниках посвящены работы С.И. Луговского, С.К. Савенко, Е.Т. Морозова, В.И. Бережного, А.А. Гурина, П.С. Малого и др.

Ряд работ посвящено сокращению времени проветривания шахт после массовых взрывов [2-5]. Так в работе [4] рассматривается возможность ускорения проветривания шахт за счет работы ГВУ и во время массового взрыва. Однако, в определенных условиях (сложная разветвленная сеть и др.), это может привести к дополнительному загазированию некоторой части горных выработок вентиляционной сети.

Проветривание сквозных, камерообразных выработок хорошо согласуется с теорией В.Н. Воронина [6]. Однако, ввиду некоторых специфических особенностей, имеющих место при массовых взрывах, загазованный объем следует определять с учетом количества газов, оставшихся в камере и в отбитой руде после выравнивания давления, а также учитывать газы, выброшенные в сторону входящего потока, а затем частично вносимые в камеру.

При крупных массовых взрывах, как правило, выключаются вентиляционные установки главного проветривания. Поэтому, вследствие подпора воздуха, в момент массового взрыва под действием ударной воздушной волны происходит опрокидывание поступающей вентиляционной струи. В результате этого, а также под воздействием первоначального избыточного давления взрывчатых газов в камере происходит выброс продуктов взрыва на большие расстояния через воздухоподающие выработки. Выброс в некоторых случаях достигает поверхности, что приводит к полному загазованию всех выработок и блоков участка, крыла или рудника в целом. В связи с этим увеличивается время проветривания и время возобновления работ на участке и в руднике. Так, наблюдения на рудниках Криворожского бассейна после массовых взрывов, показывают, что на проветривание их иногда затрачивается до 45-50 ч. После взрыва в очистном пространстве остается значительное количество (часто более 50-60%) продуктов взрыва, которые,

выделяясь на протяжении длительного времени в процессе выпуска руды, поступают в рудничную атмосферу очистных выработок и выработок, прилегающих к очистному пространству блока. При этом процессы проветривания очистного пространства и выработок блока в период выпуска руды изучены очень слабо. В связи с этим в работе [7] подчеркивается необходимость выполнения таких исследований.

В работе [5] произведен анализ факторов, влияющих на время проветривания блоков после массовых взрывов, которые показывают, что основные из них – это количество воздуха, проходящего через горизонт скреперования и площадь контакта отбитой руды, омываемая свежим воздухом. Таким образом, в первую очередь проветриваются граничные слои отбитой руды мощностью 10-15 м. Внутри обрушенных блоков ядовитые газы сохраняются более длительное время. Так, при высоте обрушаемых блоков более 20 м газы выделяются во время выпуска руды через трое суток после массового взрыва. Наблюдениями было также установлено, что основной объем ядовитых газов после массового взрыва выделяется из отбитой руды.

В этой же работе были сделаны выводы о том, что основные факторы, сокращающие время проветривания блоков, это средняя скорость воздуха, проходящего по скреперным выработкам и площадь контакта отбитой руды, омываемая свежей струей. На основании этих выводов, для сокращения продолжительности проветривания, горизонты скреперования рекомендуется проветривать интенсивной струей свежего воздуха и для расчета скорости воздушного потока предлагается зависимость. Однако в работе не указано о том, каким образом обеспечить более интенсивное проветривание рудника после массовых взрывов.

В работе [3] рассматриваются способы сокращения времени проветривания шахты после массовых взрывов. Это требование необходимо выполнять и в тех случаях, когда массовые взрывы приурочиваются к выходным дням с таким расчетом, чтобы резервировать время на проведение других работ по ликвидации последствий массовых взрывов. Указаны основные мероприятия по сокращению времени проветривания шахты, это: направление к месту массового взрыва максимально возможного количества свежего воздуха; изолирование перемычками места взрыва от соседних блоков на время удаления газообразных продуктов; рекомендуется работу главных вентиляторных установок шахты начинать сразу же после взрыва, причем второй вентилятор, расположенный на фланге шахтного поля, должен работать на нагнетание (это необходимо для того, чтобы препятствовать распространению газов в сторону свежей струи и по выработкам противоположного крыла шахты); не допускать в вентиляционной сети шахты застойных участков, обладающих высоким сопротивлением и малой пропускной способностью по воздуху. Однако, для осуществления предлагаемых в этой работе организационных мероприятий, возникает необходимость решения ряда сложных задач связанных с разработкой способов и средств проветривания рудников после массовых взрывов, которые

до настоящего времени не нашли достаточно эффективного решения. Это в очередной раз подчеркивает необходимость комплексного решения проблемы проветривания рудников после массовых взрывов.

Наиболее приемлемым способом проветривания блоков после массовых взрывов является способ с использованием общешахтной депрессии [3]. Применение этого способа всегда рационально в тех случаях, когда проветриваемый комплекс выработок имеет сравнительно небольшое сопротивление. Указанному требованию удовлетворяют большинство блоков рудников. Однако эффективное использование общешахтной вентиляции возможно при условии наличия достаточного количества установленных в горных выработках качественных вентиляционных сооружений. Без этого нельзя обеспечить требуемый оперативный режим общешахтной вентиляции.

Применяемые в настоящее время вентиляционные перемычки при массовых взрывах подвергаются значительным механическим нагрузкам и нередко разрушаются. Поэтому, для предотвращения их разрушения прибегают к усилению их конструкции или защите различными средствами гашения ударной воздушной волны (УВВ). Эти устройства изготавливают, как правило, сплошными, перекрывающими полностью сечение выработки и по этой причине они несут значительно большую динамическую нагрузку чем собственно перемычки [9]. Установлено, что к действию УВВ более устойчивы податливые перемычки.

При оставлении же перемычек в момент взрыва открытыми, доступ к ним по правилам безопасности при взрывных работах разрешается только через 2 часа, что обуславливает увеличение времени проветривания камер. С.И. Луговский [8] рекомендует в этих случаях применять автоматические перемычки, плотно закрывающиеся сразу же после массового взрыва. Однако вопрос дистанционного управления такими перемычками пока не решен, поэтому при массовых взрывах они не используются.

На некоторых шахтах нашли применение эластичные перемычки, изготовленные из бывших в употреблении транспортерных лент в виде полотен [10]. Перед взрывом перемычку приоткрывают подпорками, устанавливаемыми под концы лент. Под действием воздушной волны при взрыве подпорки освобождают полотно, и перемычка оказывается закрытой. Применение таких перемычек экономически оправдано, однако надежность их при эксплуатации вызывает сомнение.

Одним из способов интенсификации проветривания рудников является оптимизация режимов работы нескольких вентиляторов главного проветривания на одну вентиляционную сеть.

При совместной работе группы вентиляторов на общую сеть расход воздуха в каждой из выработок можно представить в виде суммы составляющих его частей, обусловленных работой каждого вентилятора. При этом каждая составляющая его часть равна абсолютному изменению расхода, которое имеет место при остановке соответствующего вентилятора, а относительное изменение расхода воздуха выражает степень влияния

вентилятора на проветривание выработки. Это относительное изменение можно назвать коэффициентом долевого влияния вентилятора [11].

Известен способ выбора режимов работы вентиляторов, при котором сначала определяют максимальные депрессии каждого из работающих вентиляторов, затем наименьшая из полученных депрессий сравнивается с депрессией точки пересечения характеристики общей ветви и приведенной характеристики вентилятора, имеющего наибольшую из полученных депрессий [11]. Однако, в этом способе сеть, на которую совместно работают вентиляторы, заменяется эквивалентной общей ветвью, поэтому достижение с его помощью необходимого направления движения и расхода воздуха в одной из выработок общей сети является весьма сложной, часто невыполнимой задачей.

Наиболее общим по технической сущности и достигаемому эффекту является способ выбора режима совместной работы шахтных вентиляторов на вентиляционную сеть при тушении подземных пожаров, включающий выбор необходимого расхода и направления движения воздуха в ней при нормальном и аварийных режимах работы вентиляторов [12]. Осуществление способа выбора режима совместной работы шахтных вентиляторов заключается в том, что оценка характера и степени влияния вентиляторов производится путем определения направления движения воздуха и расхода в аварийной выработке при остановке каждого вентилятора и при нормальной работе всех остальных. Если после остановки вентилятора расход воздуха в аварийной выработке возрастает, то для усиления проветривания этот вентилятор следует реверсировать. Если же после остановки вентилятора расход воздуха в аварийной выработке уменьшается, то при усилении ее проветривания он должен работать в нормальном режиме, а для изменения направления движения вентиляционной струи этот вентилятор следует реверсировать.

Недостатком этого способа являются большие время и трудоемкость проведения работ по обеспечению необходимого направления движения и расхода воздуха в аварийной выработке.

Анализ существующих способов определения режимов совместной работы шахтных вентиляторов свидетельствует о том, что этот вопрос остается достаточно актуальным, особенно в условиях применения массовых взрывов в сложных и разветвленных вентиляционных сетях, т.к. до настоящего времени не существует строгого математического метода определения режимов совместно работающих вентиляторов на одну сеть в условиях рудников с производством массовых взрывов.

Многочисленные исследования по изучению движения воздуха по горным выработкам проведены отечественными и зарубежными учеными [8, 13-19 и др.], однако вопрос об аэродинамическом сопротивлении горных выработок к настоящему времени не может считаться полностью разрешенным и нуждается в дальнейших исследованиях.

Так, при расчете вентиляции шахты не учитывается отличие аэродинамических параметров негерметичных горных выработок от герметичных [13-16 и др.], что приводит в итоге к расхождению расчетного и действительного воздухораспределения в вентиляционных сетях рудников.

К настоящему времени выполнен ряд работ по исследованию аэродинамики неплотных трубопроводов, применительно к вентиляционным сетям шахт [8, 20-25].

Первую фундаментальную работу, показывающую указанное отличие аэродинамического сопротивления провел Ф.С. Клебанов [22]. На основании экспериментальных данных, автор делает вывод, что трубопроводы с боковым расходом воздуха обладают меньшим в 1,3-1,5 по сравнению с плотными трубопроводами аэродинамическим сопротивлением. Предложено при расчете депрессии воздуховода в трубопроводах с боковым расходом вводить поправочный коэффициент.

В работах В.Г. Слюсаренко, Н.А. Хохлова, С.И. Луговского [8, 23, 24] установлено, что утечки и приточки воздуха имеют различный аэродинамический характер и вызывают в конечном итоге неодинаковые энергетические затраты.

Авторы предлагают эмпирические зависимости для расчета депрессии вентилятора, однако результаты их расчетов существенно отличаются друг от друга и не полностью согласуются с экспериментальными данными [64].

В работе В.С. Ващенко [20] - в результате проведенных экспериментов было установлено, что величина аэродинамического сопротивления зависит от степени негерметичности, места ее проявления и направления движения воздушных потоков. В связи с этим в данной работе, для разграничения понятий “утечки воздуха” и “приточки воздуха”, приточки воздуха определяются как положительная негерметичность, а утечки - как отрицательная.

Автор считает, что величина энергетических потерь при движении воздуха по негерметичному воздуховоду складывается из потерь на преодоление сопротивления трению и потерь на местные сопротивления.

В работах В.А. Костина и Л.П. Блохина [21] проведены лабораторные исследования по определению коэффициента аэродинамического сопротивления перфорированных воздуховодов. Предложено коэффициент  $a$  определять по формуле:

$$a = \frac{H d_{TP} g_0}{L V_{cp}^2}, \quad (1.1)$$

где  $H$  - перепад давления между двумя сечениями по оси трубы;  
 $d_{TP}$ ,  $L$  - диаметр и длина трубопроводов;  $V_{cp}$  - средняя скорость движения воздуха.

Результаты этих исследований приведены на рис.1.6.



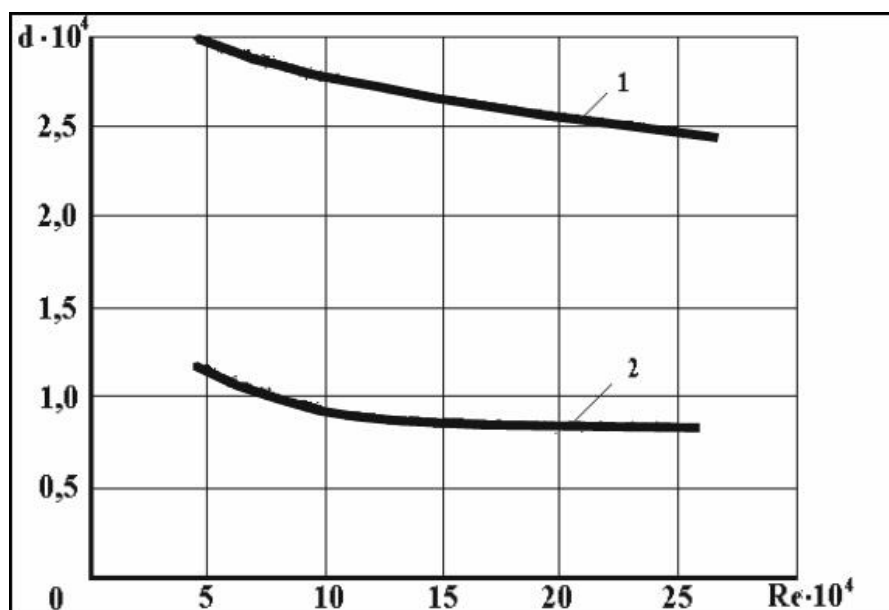


Рис. 1.6. Графики зависимости коэффициента аэродинамического сопротивления от числа  $Re$ :

1 - при положительной негерметичности;

2 - при отрицательной негерметичности

Аналогичные исследования были проведены Н.А. Хохловым [24]. Депрессию  $h$  в трубопроводе и коэффициент  $a$  было предложено определять по общеизвестной формуле:

$$h = a \frac{PLQ^2}{S^3}. \quad (1.2)$$

Результаты исследований Н.А. Хохлова приведены на рис.1.7.

Рассмотренные выше результаты экспериментальных и теоретических исследований подтверждают изменение аэродинамических параметров потоков при положительной и отрицательной негерметичности воздухопроводов или горных выработок.

Однако доступные в инженерном применении значения аэродинамических характеристик негерметичных горных выработок, в частности, для рудников Кривбасса в настоящее время отсутствуют.

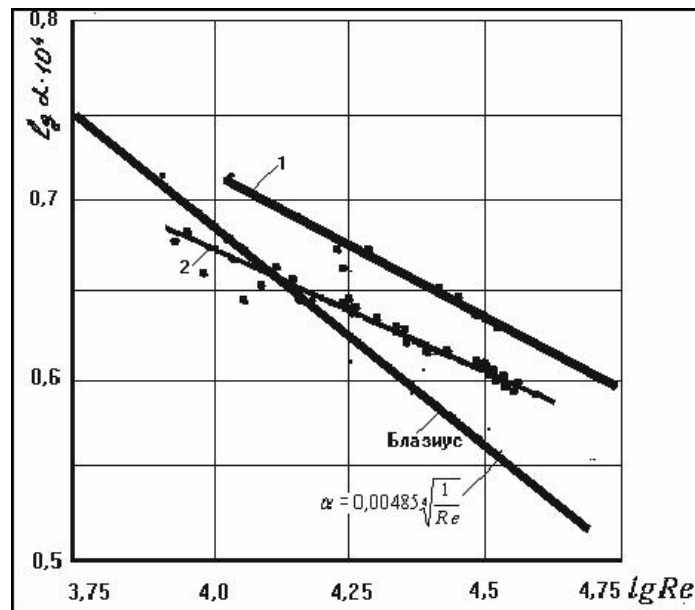


Рис. 1.7. Зависимость коэффициента трения от числа  $Re$ :

- 1 - отрицательная негерметичность;
- 2 - положительная негерметичность.

Анализ литературных источников и исследований, проведенных ранее в области проветривания рудников после массовых взрывов свидетельствует о том, что в настоящее время достигнуты большие успехи в создании способов и средств проветривания рудников после массовых взрывов. Однако разработанные способы и средства проветривания рудников после массовых взрывов обладают рядом недостатков: недостаточно надежны в условиях применения массовых взрывов, отсутствуют достоверные данные по аэродинамическим характеристикам горных выработок, примыкающих к очистному блоку, отсутствуют надежные средства регулирования воздухораспределения в вентиляционной сети.

### 1.5. Выводы, цель и направления исследований

На основании анализа массовых взрывов в Кривбассе при отбойке руды и проветривания рудников, а также обзора выполненных ранее исследований необходимо отметить следующее:

1. Практически все системы разработки рудников отличаются массовым обрушением руды с помощью взрывных работ, что приводит к интенсивному загазированию сети горных выработок и, как следствие, к продолжительным простоям рудников.

2. Производство взрывных работ в очистных блоках с массовым обрушением руды, с различными горно-геологическими и горнотехническими условиями предопределили различный характер и продолжительность загазованности сети горных выработок. При этом продолжительность проветривания (простой) рудников составляла от 6 до 33 часов.

3. Результаты исследований динамики состава рудничной атмосферы после взрывных работ для характерных горных выработок свидетельствуют о том, что основной причиной длительных простоев рудников после массовых взрывов является сложность и трудноуправляемость их вентиляционных систем и несовершенство применяемых в настоящее время вентиляционных сооружений для оперативного управления вентиляцией, в частности, слабая устойчивость вентиляционных перемычек к воздействию взрывной ударной волны.

2. Сложные и трудноуправляемые вентиляционные сети рудников при отсутствии эффективных технических средств регулирования воздушных потоков в них не обеспечивают необходимые вентиляционные режимы оперативного проветривания после массовых взрывов.

3. Несмотря на значительное число выполненных ранее исследований многие вопросы проветривания рудников после массовых взрывов до настоящего времени остаются нерешенными: не разработан способ оперативного проветривания рудника несколькими вентиляторами для интенсификации проветривания после массовых взрывов, актуальными являются вопросы улучшения проветривания очистных выработок блока при выпуске руды, не созданы надежные удароустойчивые и самовосстанавливающиеся вентиляционные перемычки для обеспечения требуемого режима оперативного проветривания.

4. Требуют дальнейших исследований и аэродинамические процессы в элементах шахтных вентиляционных систем, в частности, определение аэродинамического сопротивления протяженных горных выработок, местных сопротивлений и, особенно, параметров негерметичных участков вентиляционной сети.

5. Для решения указанных вопросов целесообразным является комплексный подход совершенствования проветривания рудников Кривбасса после массовых взрывов, что и является предметом настоящей монографии.

## ГЛАВА 2.

# ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО КАЧЕСТВА ЭЛЕМЕНТОВ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ РУДНИКОВ КРИВБАССА

### 2.1. Методика экспериментальных исследований

Экспериментальные исследования в натуральных условиях и на моделях выполнялись с учетом основных положений методики, разработанной научными школами Московского, Ленинградского и Днепропетровского горных институтов в области рудничной аэродинамики [26-29]. Однако выполненные ниже экспериментальные исследования отличались существенными особенностями:

- впервые исследовались сложные местные сопротивления, в частности, в комплексе негерметичных “коротких” выработок выемочных панелей структура воздушного потока представляет взаимосвязанные области повышенной турбулентности, что потребовало отдельных исследований входных и выходных участков;

- при определении средних скоростей и исследовании их полей в характерных сечениях в случае незначительных расходов воздуха возникла необходимость применения более точной измерительной аппаратуры (микроманометра Fuess и термоанемометра ТА - 4 ЛИОТ). Более подробно отличительные особенности методики экспериментальных исследований изложены ниже.

#### 2.1.1. Протяженные горные выработки

Исследования в таких выработках проводились с целью определения удельного (на протяжении 100 м) аэродинамического сопротивления выработок  $r(Нс^2/м^8)$  и коэффициента аэродинамического сопротивления  $a(Нс^2/м^4)$ .

Для этого выбирались незагроможденные участки выработки без крепления или с однотипной крепью по возможности выдержанного сечения и вне объектов местных сопротивлений. На этих участках измерялась их длина, депрессия (потеря давления), средняя скорость движения воздуха, площадь поперечного сечения горной выработки, снимались показания по психрометру и барометру.

В качестве приемников статического давления в горизонтальных выработках применялись протарированные воздухомерные трубки, а в вертикальных - авиационные пневмометрические приемники давления. Для измерения давления применялись микроманометры типа ММН с ценой деления 2 Па при наименьшем угле наклона трубки, а на участках с небольшими перепадами давлений - микроманометр Фюсса с ценой деления

0,5 Па. Для соединения приемников и измерителей давления использовались резиновые трубки с внутренним диаметром 4-5 мм.

Метеорологические условия контролировались при помощи психрометра МВ-4М и барометра-анероида типа БАММ.

Для определения площади поперечного сечения горной выработки с помощью рулетки или мерных реек измерялись ее характерные размеры, затем строился в масштабе профиль сечения выработки с последующим планиметрированием ее площади. Обычно на рабочем участке площадь сечения выработки определялась не менее двух раз и в обязательном порядке на станции замера расхода воздуха.

Скорость движения воздуха в горных выработках измерялась с помощью анемометров АСО-3 и МС-13 по общепринятой методике для способа “в сечении”. На искривленных участках, где возможно искажение профиля скоростей практиковались измерения при последовательном положении замерщика с одной и другой стороны горной выработки.

Резиновые трубки в процессе исследований, как правило приобретали температуру воздуха, соответствующую шахтной атмосфере, что исключало погрешности за счет этого фактора при производстве измерений в вертикальных выработках.

При наличии по маршруту вентиляционной сети каких-либо местных сопротивлений рабочий участок выработки выбирался с таким расчетом, чтобы его начало находилось на расстоянии 12-15 калибров после объекта местного сопротивления (считая по ходу вентиляционной струи), а конец участка отстоял на 4-5 калибров от последующего местного сопротивления [30]. В качестве калибра была принята ширина горной выработки.

Схема размещения аппаратуры при исследованиях аэродинамического сопротивления трения в горизонтальных и вертикальных горных выработках представлена на рис. 2.1. В вертикальных горных выработках для предотвращения растяжения и пережатий резиновых трубок за счет собственного веса и веса приемников давления последние удерживались с помощью троса.

### **2.1.2. Объекты местных сопротивлений**

С точки зрения методики исследований все объекты местных сопротивлений можно свести к двум типам:

- объекты с постоянным массовым (объемным) расходом воздуха, внезапные расширения, сужения, повороты, перемычки в горных выработках (рис. 2.2 а, б);

- местные сопротивления в узлах с числом ветвей три и более (разного рода тройники, крестовины и более сложные сооружения), где происходит разделение или слияние струй (рис. 2.2 в, г, д).

При исследовании объектов первого типа достаточно измерить расход воздуха в одной выработке, а для объектов второго типа необходимо измерить

расход воздуха в нескольких примыкающих к узлу выработках для получения баланса воздуха в узле.

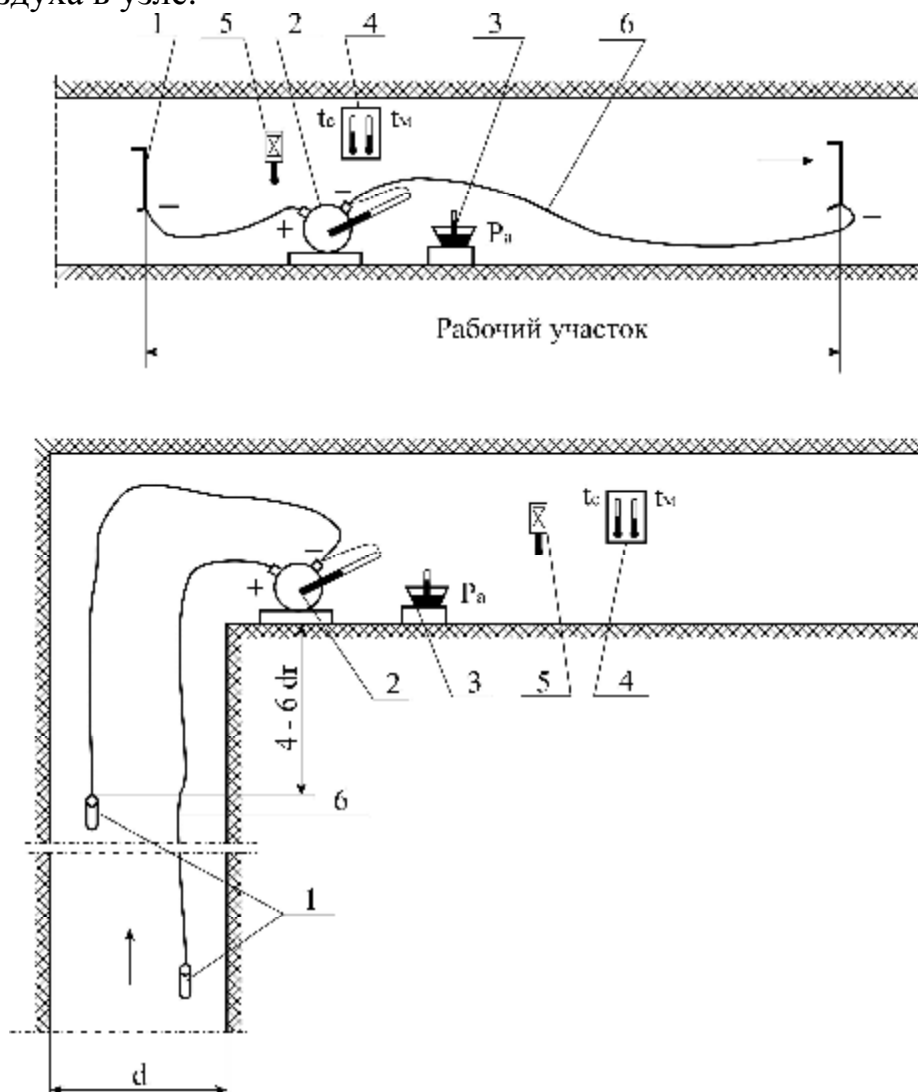


Рис. 2.1. Схема натуральных аэродинамических исследований в горных выработках:

- а - в горизонтальной выработке;
- б - в вертикальной;
- 1 - приемник давления;
- 2 - микроманометр;
- 3 - барометр;
- 4 - психрометр;
- 5 - анемометр;
- 6 - резиновая трубка

В проведенных экспериментах длина входного участка принималась не менее 4, а выходного не менее 12 калибров горной выработки [30]. В реальных условиях это не всегда удавалось соблюсти из-за близости расположения объектов местных сопротивлений.

В таких случаях зачастую определялось общее аэродинамическое сопротивление последовательно примыкающих объектов (рис. 2.2 д).

При исследовании местных сопротивлений определялись:

- ширина горной выработки “в” для установления длины входного и выходного участков;

- статический перепад между началом входного (место установки приёмника давления 1) и концом выходного (приёмника давления 2) участков (рис 2.1.).

- площадь поперечного сечения  $S$  в местах установки приёмников статического давления;- сечение горной выработки и скорость движения воздуха на каждой станций замера расхода воздуха  $Q$ ;

- длина входного и выходного участков.

Примеры размещения приёмников давления, станций замера расхода воздуха и измеряемые параметры для наиболее характерных видов местных сопротивлений показаны на рис. 2.2.

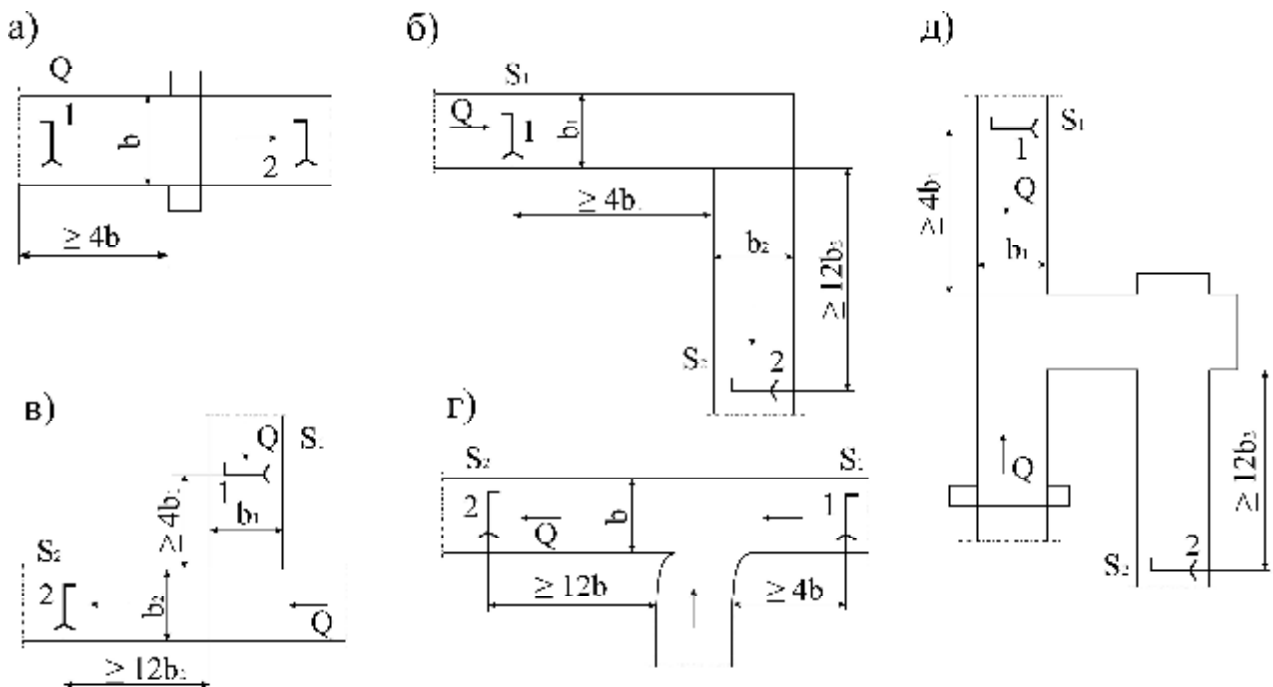


Рис. 2.2. Объекты местных сопротивлений и схема размещения замерных станций при исследовании местных сопротивлений:

1, 2 - перепада статического давления;

$S_1, S_2$  - площади сечения выработки;

$Q$  - расхода воздуха

### 2.1.3. Выемочные панели очистных блоков.

Большинство выемочных панелей рудников Кривбасса представляют собой разветвленную систему выработок, включающую аккумулирующий и вентиляционный штреки и несколько ортов (2-6) скреперования; их длины небольшие, выработки панелей, как правило, деформированные и загромождены горной массой, эпюры давлений и профили скоростей искажены из-за наличия сложных местных сопротивлений, измерить

аэродинамическое сопротивление отдельных выработок панели практически невозможно. В действующих панелях экспериментальные исследования осложняются работой скреперных установок и взрывными работами. В связи с этим в настоящей работе определялось общее аэродинамическое сопротивление системы выработок панели в целом. Кроме того, эти выработки являются негерметичными участками протяженных горных выработок, аэродинамическое качество которых подробно исследованы в главе 2.

Схема размещения приёмников давления показана на рис. 2.3.

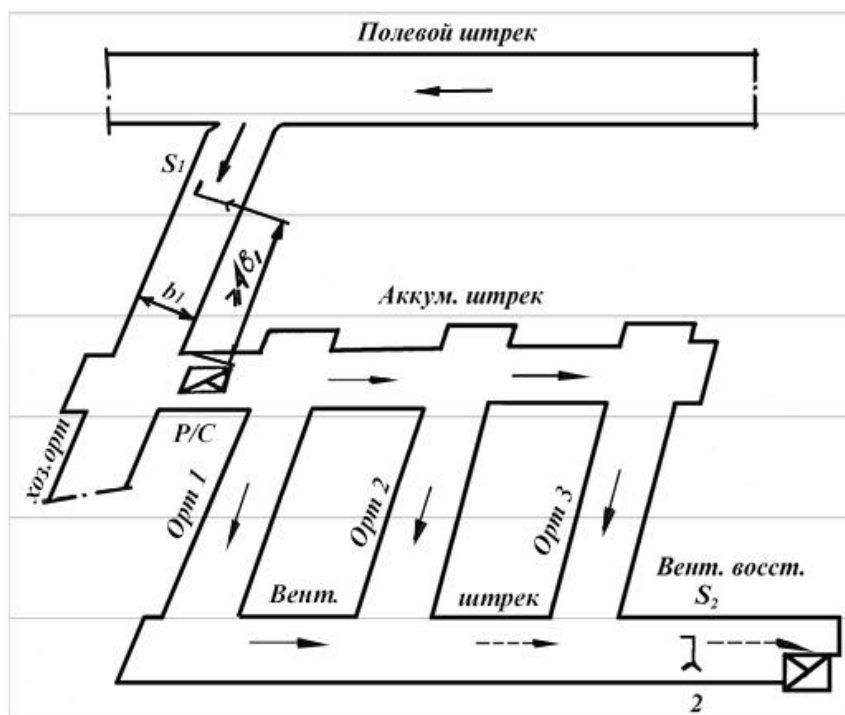


Рис. 2.3. Схема размещения измерительных станций при исследовании аэродинамического сопротивления выемочных панелей:

1,2 - приемники статического давления;

S, Q - станции замеров площади сечения выработок и расхода воздуха

Резиновые трубки прокладывались по нерабочим ортам, а если таковые отсутствовали, то замеры выполнялись при неработающих скреперных установках. Общий расход воздуха для панели измерялся в воздухоподающих (выдающих) выработках, к которым примыкает панель. Чтобы избежать влияния неконтролируемых потоков воздуха в пределах панели, измерения производились при заполненных горной массой рудосвалочных восстающих. В остальном эта методика не отличалась от изложенной для местных сопротивлений.



#### 2.1.4. Обработка экспериментальных данных.

При измерении перепада статического давления на рабочем участке микроанометром значение его  $h$  определяется по формуле:

$$h = 9,81(n_{cp} - n_0)KP, \text{ Па}; \quad (2.1)$$

где  $n_{cp}$  и  $n_0$  - соответственно средний конечный и начальный отсчеты по наклонной шкале микроанометра, мм наклонного столба спирта;  $K$  - постоянная микроанометра, при которой производились измерения;  $P$  - поправка на изменение плотности спирта в зависимости от температуры.

Плотность воздуха  $\gamma$  в процессе выполнения эксперимента определялась по формуле:

$$\gamma = 3,48 \times 10^{-3} \frac{Pa}{T} (1 - 3,7 \times 10^{-6} j P_n), \text{ кг/м}^3 \quad (2.2)$$

где  $Pa$  - аэростатическое давление атмосферы на рабочем участке, Па, определяется по барометру-анероиду с учётом поправок, приведенных в поверочном свидетельстве;  $T$  - абсолютная температура воздушного потока;  $j$  - относительная влажность воздуха, доли единицы;  $P_n$  - парциальное давление насыщенного водяного пара при нормальном атмосферном давлении, Па.

Расход воздуха вычисляется по соотношению:

$$Q = u \times S, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.3)$$

где  $u$  - средняя скорость движения воздуха в выработке, определяемая по измеренной анемометром с учётом поправок на способ замера, м/с;  $S$  - площадь поперечного сечения горной выработки,  $\text{м}^2$ .

Скорость движения воздуха в местах установки приёмников статического давления:

$$v_i = \frac{Q_i}{S_i}, \quad (2.4)$$

Аэродинамическое сопротивление трения  $R_{тр}$  рабочего участка горной выработки, приведенное к стандартным метеорологическим условиям, определялось по формуле:

$$R_{mp} = \frac{\gamma_0 \times h}{\gamma \times Q^2}, \text{ Н с}^2/\text{м}^8; \quad (2.5)$$

где  $\gamma_0$  - плотность воздуха при стандартных условиях,  $\text{кг/м}^3$ ; принимается равной  $1,2 \text{ кг/м}^3$ .

Удельное сопротивление участка выработки длиной 100 м,  $r$  определялось по формуле :

$$r = \frac{100 \times R_{TP}}{L}, \text{ Н с}^2/\text{м}^8; \quad (2.6)$$

где  $L$  - длина экспериментального участка горной выработки, м.

Коэффициент аэродинамического сопротивления  $a$ , приведённые к стандартной плотности воздуха рассчитывается по соотношению:

$$a = \frac{R_{mp} \times S^3}{P \times L}, \text{ Н с}^2/\text{ м}^4; \quad (2.7)$$

где  $P$  и  $S$  - соответственно периметр (м) и площадь поперечного сечения ( $\text{м}^2$ ) горной выработки на экспериментальном участке.

Аэродинамическое сопротивление местного сопротивления (препятствие)  $R_{m.c_i}$ , приведённое к стандартной плотности воздуха определялось по формуле:

$$R_{m.c_i} = \frac{r_0}{r} \times \frac{h - (h_{TP1} + h_{TP2}) + 0,5r(v_1^2 - v_2^2)}{Q_i^2}, \text{ Н с}^2/\text{ м}^8 \quad (2.8)$$

где  $h$  - перепад статического давления на рабочем участке, Па, определяется по формуле (2.1);  $h_{mp.1}$  и  $h_{mp.2}$  - потери давления на трение соответственно на входном и выходном участках объекта местного сопротивления, Па;  $u_1$  и  $u_2$  - средняя скорость движения воздуха соответственно в сечениях установки первого и второго приёмников статического давления (считая по ходу вентиляционной струй), м/с;  $Q_i$  - расход воздуха в горной выработке, к которому отнесено аэродинамическое сопротивление  $R_{m.i}$ ,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Если в процессе исследований получено удельное аэродинамическое сопротивление трения для выработок, примыкающих к объекту местного сопротивления, или для выработок аналогов, то потери давления на входном и выходном участках рассчитываются по формуле:

$$h_{mp} = 0,01 \frac{r}{r_0} r L Q^2, \text{ Па}; \quad (2.9)$$

где  $r$ ,  $L$ ,  $Q$  - соответственно удельное сопротивление ( $\text{Н с}^2/\text{ м}^8$ ), длина (м), расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) на входном (выходном) участке объекта местного сопротивления.

Если удельное сопротивление выработок на объекте местного сопротивления экспериментально не определялось, то используют справочные значения коэффициента  $a$  для соответствующих выработок и расчёт потерь давления на трение ведут по формуле:

$$h_{mp} = \frac{r}{r_0} \times \frac{a P L}{S^3} \times Q^2, \text{ Па}; \quad (2.10)$$

или

$$h_{mp} = \frac{r}{r_0} \times \frac{a K_\phi L}{S^{2.5}} \times Q^2, \text{ Па}; \quad (2.11)$$

где  $a$ ,  $P$ ,  $S$  - соответственно коэффициент аэродинамического сопротивления ( $\text{Н с}^2/\text{ м}^4$ ), периметр (м), площадь поперечного сечения ( $\text{м}^2$ ) горной выработки на входном (выходном) участке;  $K_\phi$  - коэффициент формы поперечного сечения горной выработки.

Аэродинамическое сопротивление выемочной панели  $R_{п}$ , приведённое к стандартным условиям рассчитывается по формуле:

$$R_n = \frac{r_0}{r} \times \frac{h + 0,5r(v_1^2 - v_2^2)}{Q_n^2}, \text{ Н с}^2/\text{м}^8; \quad (2.12)$$

где  $Q_n$  - расход воздуха для проветривания панели, м/с.

При исследованиях сложных местных сопротивлений, связанных со слиянием или разделением воздушных потоков, индексы при обозначениях расхода воздуха  $Q$  и аэродинамического сопротивление  $R_n$  присваиваются согласно схемы, приведённой на рис. 2.4.. На этой схеме показано размещение приёмников давления. Например, на рис. 2.4 а. обозначение  $R_{M2}$  указывает, что аэродинамическое сопротивление при такой схеме его определения отнесено к расходу воздуха  $Q_2$ .

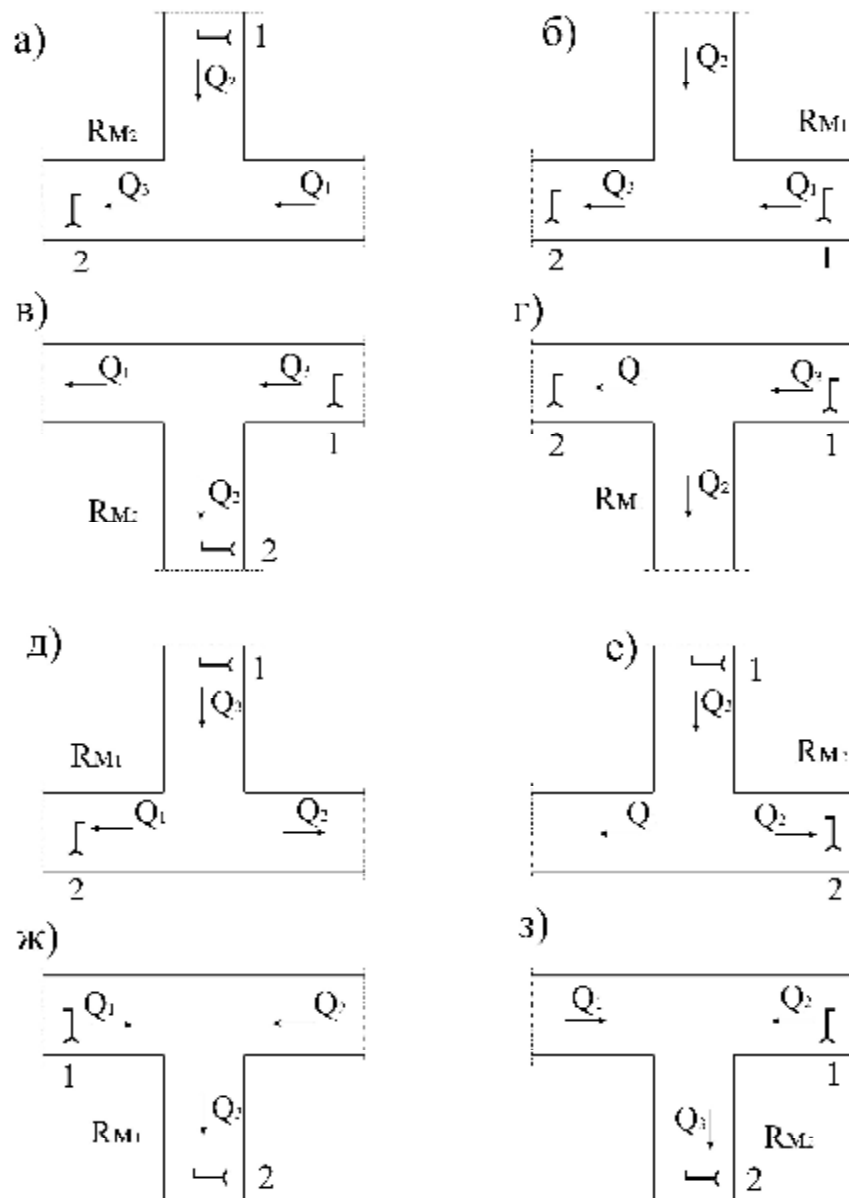


Рис. 2.4. Порядок присвоения индексов аэродинамическому сопротивлению  $R_n$  и расходу воздуха  $Q$  для местных сопротивлений типа тройника:

1, 2 - приемники статического давления

## **2.2. Исследование аэродинамических параметров местных сопротивлений и выемочных панелей**

Экспериментальные исследования проводились в выработках эксплуатационного горизонта 855-955 м шахт РУ им. Кирова.

Исследования охватывали протяженные горные выработки, в которых доминируют потери на трение, объекты местных сопротивлений, где преобладают потери, связанные с изменением формы потока, и выемочные панели, которые включают все виды сопротивлений.

Были выполнены расчёты аэродинамических параметров местных сопротивлений для сопряжения:

- вентиляционного штрека выемочной панели с вентиляционным восстающим;
- вентиляционного орта со штрек – полком;
- межблокового вентиляционного орта со сборным вентиляционным штреком (штрек - коллектором).

В этой же таблице приведен расчёт аэродинамического сопротивления одной из выемочных панелей.

Подобным же образом велась обработка результатов других местных сопротивлений. Экспериментальными исследованиями было охвачено 18 объектов местных сопротивлений, 8 герметизирующих вентиляционных сооружений и 7 выемочных панелей.

В табл. 2.1 приведены обобщенные результаты исследований аэродинамического сопротивления выемочных панелей, объектов местных сопротивлений, а также дощатых и шлакоблочных перемычек со встроенными в них двустворчатыми дверями. В эту таблицу не включены последовательно проветриваемые панели, а также панели, в которых одна и та же выработка служит для свежей и исходящей струй, причем последние не разделены вентиляционной перемычкой. В последнем случае имеет место короткий ток воздуха и очистные забои панели практически не проветриваются.

Таблица 2.1.

Аэродинамическое сопротивление соединений выработок, объектов местных сопротивлений и вентиляционных сооружений

Наименование соединений выработок (объектов) и их характеристики	Место замера	Аэродинамическое сопротивление R, Н·с <sup>2</sup> /м <sup>8</sup>	
		Экспер.	Рекомен.
Выемочная панель в эксплуатации: 4 орта 3 орта 2 орта	Блок 111 гор. 885 м	0,18	0,20
	Блок 143 гор. 855 м	0,30	0,30
		-	0,70
Выемочная панель в нарезке: 1 орта 2 орта	-	-	0,30
		-	0,17
Сопряжение вентиляционного штрека с восстающим (поворот с внезап. сужен.)	Блок 47 гор. 915 м.	0,19	0,40
	Блок 111 гор. 885м.	0,62	0,40
Сопряжение вентиляционного восстающего с ортом (поворот с внезапным расширением)	Сопр. восст. гор. 885-865 м. с ортом 79 оси гор. 865 м.		
Сопряжение вентиляционного орта со штрек - полком	Вент. орты в осях:		
	31 гор. 865 м.	0,40	0,30
	127 гор. 865 м.	0,23	
	161 гор. 865 м.	0,37	
	55 гор. 955 м.	0,35	
Сопряжение штрек – полка с межблоковым вентиляционным ортом (МВО)	МВО в осях:		
	31-39 гор.855 м.	0,058	0,05
	119-127 гор.855 м.	0,076	
	159-167 гор.855 м.	0,026	
	55-63 гор.945 м.	0,030	
Сопряжение МВО со штрек - коллектором	МВО в осях:		
	31-39 гор.855 м.	0,120	0,06
	159-167 гор.855 м.	0,017	
55-63 гор.945 м.	0,046		
Вентиляционно-ходовой восстающий 10 м.	Блок 143 гор. 855м.	-	0,5
Параллельное соединение ходового и хозяйственного восстающих протяженностью 10 м. с местными сопротивлениями	Блок 143 гор. 855м.	-	0,3
Дощатая перемычка с двустворчатыми дверями в орте-заезде	Орты-заезды в осях:		
	31 гор. 865м(8,2м <sup>2</sup> )	20,3	12,0
	79 гор. 865 м(6,9м <sup>2</sup> )	7,0	
	127гор.865м(7,7м <sup>2</sup> )	13,1	
55 гор. 955 м(8,7м <sup>2</sup> )	6,4		

Особо следует отметить низкое аэродинамическое качество сопряжений выработок в блоках как объектов местных сопротивлений. Отсутствие плавных переходов от одного сечения к другому, загроможденность путей движения воздуха обуславливает большие потери давления, что в конечном счете сказывается на обеспеченности воздухом потребителей.

Зачастую аэродинамическое сопротивление только одного сопряжения выработок (например, вентиляционного штрека выемочной панели с вентиляционным восстающим или вентиляционного орта со штрек-полком) сопоставимо или даже превышает сопротивление системы выработок выемочной панели.

Для одного и того же вида сопряжений сопротивление может отличаться в несколько раз. Так, сопротивление сопряжения вентиляционного штрека и восстающего в блоках 111 и 47 (табл. 2.2) отличаются более чем в три раза.

Сопряжение вентиляционного орта со штрек - полком обычно выполняется в виде проема в кровле орта и ходового отделения на штрек - полком, устраиваемого в нише орта.

Ходовое отделение обладает высоким сопротивлением, и решающее значение в его формировании играет площадь проема в кровле орта. Зачастую проем изначально выполняют малым сечением, перекрывают его мостком для прохода людей или он загроможден остатками межрамного ограждения орта. Все это значительно увеличивает аэродинамическое сопротивление таких сопряжений.

Например, в орте 55 оси гор. 955 м площадь проема на сопряжении его со штреком - полком составила всего 0,8 м<sup>2</sup>. Сопротивление такого сопряжения оказалось в 2,5 раза выше, чем аналогичного узла в вентиляционном орте 119 оси гор, 955 м. (табл. 2.1). Следует обратить внимание на неудовлетворительное исполнение сопряжений межблоковых вентиляционных ортов со штреком - коллектором. Обычно сбойка этих выработок производится со стороны орта на заблаговременно пройденный штрек - коллектор. При производстве взрывных работ разрушается крепь и межрамное ограждение штрек-коллектора, сопряжения должным образом не разделяются, порода при взрыве отбрасывается в штрек - коллектор и создает локальное загромождение основному потоку воздуха.

К примеру, сопряжение межблокового орта в осях 31-39 - со штрек - коллектором гор. 855 м. с проходным для воздуха сечением площадью 2,6 кв. м. и загромождением породой имеет в 7 раз больше сопротивление, чем аналогичный узел в осях 159 - 167 оси с проходным сечением 6,6 кв. м. При строительстве новых горизонтов представляется целесообразным предусмотреть заблаговременную разделку таких сопряжений в процессе прохождения штрек - коллектора и обеспечивать плавный переход сечений сопрягаемых выработок. Это ко всему прочему приведет к экономии металлокрепей и затяжек.

О роли местных сопротивлений в системе выработок очистных блоков можно судить по табл. 2.2, где приведены результаты комплексных исследований выработок вентиляционного направления, проходящего через 31 блок гор. 885 м.

Из табл. 2.2 следует, что аэродинамическое сопротивление пяти объектов местных сопротивлений составляет порядка 68 % от общего сопротивления вентиляционного направления, причем доминируют в этом блоке два

сопряжения (52 %). Если же рассмотреть удельный вес потерь давления на местных сопротивлениях, то он составляет 80 % депрессии всего направления. Если учесть, что местные сопротивления имеют место в системе выработок выемочной панели, их процент в общем сопротивлении будет еще выше.

Исследование аэродинамических сопротивлений герметизирующих вентиляционных сооружений было сосредоточено в основном на вентиляционных дверях, встроенных в дощатые или шлакоблочные перемычки. Они сооружаются в зоне горных работ в ортах - заездах и служат для разделения струи в полевых штреках лежачего бока в исходящей из выработок действующих блоков.

Таблица 2.2.

Аэродинамические параметры вентиляционного направления по выработкам 31 блока гор. 885 м.

Наименование объекта	L, м	S, м <sup>2</sup>	Q, м <sup>3</sup> /с	h, Па	R <sub>i</sub> , Н·с <sup>2</sup> /м <sup>8</sup>	$\frac{R_i}{\sum R_i}, \%$
Хозяйственный орт 31оси гор885м	65	9,5	18,4	4,4	0,012	0,8
Северная панель с 3 ортами скреперования	-	-	4,9	7,6	0,32	20,9
Сопряжение вентиляционного штрека панели с восстающим горизонта 885 м. – 865 м.	-	-	4,9	9,6	0,400	26,1
Вентиляционный восстающий гор. 885 м-865 м	20	2,3	4,9	1,1	0,046	3,1
Сопряжение восстающего гор. 885-865 м с орт-заездом г.865м	-	-	4,9	1,7	0,070	4,6
Вентиляционный орт-заезд 31 оси гор. 865 м	50	8,0	17,5	1,9	0,011	0,7
Сопряжение вентиляционного орт-заезда гор. 865 м. со штрек– полком	-	-	17,5	124	0,398	26,0
Сопряжение штрек – полка с межблоковым вентиляционным ортом (МВО) гор. 855 м.	-	-	25,1	86,6	0,060	3,9
МВО гор. 855 м. в осях 31-39	65	5,0	26,6	70,0	0,097	6,3
Сопряжение межблокового орта со штрек - коллект. г.855 м	-	-	24,8	117,7	0,117	7,6
ИТОГО				424,6	1,531	100

В зависимости от состояния одинарных дверей и перемычек их сопротивление может отличаться на порядок.

Низкое аэродинамическое сопротивление перемычек, особенно дощатых, обусловлено некачественным их изготовлением, деформацией дверных проемов вследствие наезда транспортных средств, наличием негерметичных отверстий для прокладки трубопроводов, кабелей, неудовлетворительным уплотнением по периметру и, особенно, по почве выработки в местах прокладки рельсовой колеи. Все это ведет к сверхнормативным утечкам воздуха и ухудшению проветривания горных работ.

### **2.3. Исследование аэродинамического сопротивления трения протяженных горных выработок**

В протяженных горных выработках экспериментальные исследования, как правило, проводились на ряде последовательно расположенных участков длиной 50-75 м, которые в совокупности с достаточной полнотой характеризуют аэродинамические параметры (коэффициент  $a$ , удельное сопротивление) исследуемых выработок.

На каждом экспериментальном участке велся журнал наблюдений, в котором записывались тип крепи, расстояние между рамами, характерные особенности межрамного ограждения и технического оснащения горной выработки. В этот же журнал заносились отсчеты измеряемых единиц по анемометру, микроанометру, сухому и смоченному термометрам психрометра и показания барометра. Продолжительность замера скорости движения воздуха во всех опытах принималась равной 100 с. Здесь же производилась предварительная обработка числовой информации.

В общей сложности сопротивление трения было исследовано на 43 участках различных выработок.

Результаты исследований аэродинамических параметров протяжных горных выработок с однотипной крепью были проанализированы на предмет исключения из общей совокупности тех значений, достоверность которых вызывала сомнения.

Обобщенные результаты исследований аэродинамического сопротивления трения различных выработок представлены в табл. 2.3.

Полученные экспериментальные значения аэродинамических параметров для квершлагов, штреков глубокого лежачего бока сопоставимы со справочными [31].

Удельное сопротивление западного штрека гор. 955 м примерно на 10% выше, чем восточного, что обусловлено влиянием местных сопротивлений в узлах сопряжения его с действующими и бездействующими ортами - заездами, которые пройдены с интервалом 50 м. Несколько большие значения удельного аэродинамического сопротивления получены для хозяйственных ортов и полевых штреков подэтажей, закрепленных арками из спецпрофиля СВП. Это можно объяснить наличием пустот в закрепленном пространстве по которым движется воздух. В таких местах несмотря на увеличение сечения в черне выработки возникают дополнительные потери давления, связанные с локальными расширениями и сужениями воздушного потока.

#### **2.3.1 Анализ аэродинамических параметров горных выработок по материалам депрессионных съемок.**

Аэродинамические параметры горных выработок, которые продолжительное время функционируют в вентиляционной системе рудника им. Кирова и будут в дальнейшем использоваться при эксплуатации новых горизонтов, были получены по материалам четырех воздушно - депрессионных съемок (ВДС), выполненных Криворожским ВГСО ВДС в период с 1981 по 1990 г. г.



Таблица 2.3

Аэродинамическое сопротивление трения горных выработок шахт рудоуправления им. Кирова

Вид крепи и наименование выработки	Результаты натурных исследований				
	Место замера	Площадь сечения $S$ , $m^2$	Удельное аэродинамическое сопротивление $r$ , $N \cdot c^2/m^8$		рекомендуемое
			по данным эксперимента	4	
1	2	3	4	5	
Анкерная и торкретбетон. Грузовой и порожняковый квершлаг, штреки глубокого лежащего бока.	Порожняковый квершлаг гор. 955м шахты "Слепая - Рудоподъёмная"	11.4	0.0064	0.0086	
		11.4	0.0063		
		10.3	0.0058		
		11.1	0.0057		
		11.1	0.0071		
		10.3	0.0081		
		11.1	0.0123		
		11.1	0.0100		
		10.4	0.0145		
		11.4	0.0096		
Арочная крепь СВП-27 с шагом 1.0 м, металлическая сетка, торкретбетон. Восточный откаточный штрек.	Восточный откаточный штрек гор. 955м.	9.0	0.019	0.019	
		9.0	0.019		
		8.7	0.019		
Арочная крепь СВП-27 с шагом 0.5м, ж/б затяжка, торкретбетон. Сечение осложнено заездами в орты через 50м. Западный откаточный штрек.	Зап. отк. штр. г. 955м в ос: 119 – 127 127 – 135 143 – 151 159 – 167 167 – 175	8.8	0.021	0.021	
		10.3	0.021		
		9.8	0.019		
		9.0	0.023		
		8.9	0.020		

1	2	3	4	5
Арочная крепь СВП-27 с шагом 1.0м, деревянная затяжка, с пустотами в закреплении в пространстве. Орт – заезд, уклон, подэтажные штрек и квершлаг.	31 орт – заезд гор. 885м	9.5	0.018	0.020
	31 орт – заезд гор. 855м	8.0	0.023	
	Полевой штрек гор. 885м	7.8	0.022	
	127 орт – заезд гор. 855м	7.5	0.020	
Арочная крепь СВП-27 с шагом 1.0м, ж/б затяжка. Штрек – коллектор.	Штрек – коллектор гор. 945м в осях:			
	135 – 151	9.7	0.022	0.024
	119 – 127	9.8	0.026	
Незакрепленная выработка, пройденная в крест прогиранию. Межблоковый вентиляционный орт.	Межблоковый вентиляционный орт в осях:			
	31 – 39 гор. 855м	5.0	0.15	0.11
	119 – 127 гор. 855м	5.1	0.12	
	159 – 167 гор. 855м	6.6	0.06	
	55 – 63 гор. 945м	6.4	0.12	
	119 – 127 гор. 945м	5.3	0.10	
Незакрепленный восстающий, пройденный по рудному телу. Вентиляционный восстающий.	Блок 47 гор. 915 – 955м	2.25	0.16	0.23
	Блок 111 гор. 885 – 955м	2.25	0.30	
Незакрепленный восстающий, пройденный по вмещающим породам с полками через 5.5м и лестничным маршем. Вентиляционно-ходовой восстающий.	Блок 127 гор. 885 – 955м	2.0	10.0	10.0

По каждой съемке идентифицировались ветви (выработки) вентиляционной сети, а затем определялись осредненные значения общего и удельного (на 100 м.) аэродинамического сопротивления выработки или ее участка. Те значения аэродинамических параметров, которые в отдельных съемках отличались на порядок и более, исключались из анализа как недостоверные.

Получение в ряде ВДС для одной и той же выработки противоречивых результатов объясняется не только возможными погрешностями допущенными в ходе съемки или обработки ее результатов, но и наличием на момент проведения ВДС в анализируемой ветви регулирующих или иных вентиляционных сооружений, которые при последующих съемках отсутствовали. Что касается герметичности вентиляционных сооружений, то их изменение от съемки к съемке представляется вполне естественным явлением, т.н. "старением".

Осредненные значения аэродинамического сопротивления элементов главных вентиляторных установок (ГВУ) даны в табл. 2.4.

Таблица 2.4.

Аэродинамическое сопротивление элементов главных вентиляторных установок РУ им. Кирова.

Вентилятор	Аэродинамическое сопротивление элементов ГВУ, $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$		
	канала	путей утечек	
		в канале	в устье ствола
“В – 1”	0,0020	8,0	250
“В – 2”	0,0014	18,0	70
“В – 3”	0,0025	2,6	26
“В – 4”	0,0008	6,8	55
“Ю – В”	0,0040	33,0	45

Выполненный анализ включал сопоставление результатов депрессионной съемки со значениями аэродинамических параметров, полученными расчетным путем для аналогичных выработок.

С этой целью в зависимости от армировки с использованием методики [32] на ПК были рассчитаны коэффициенты аэродинамического сопротивления  $a$ , а затем и удельные сопротивления стволов.

Расчетное удельное сопротивление на (100 м.) по стволу шахты "Артем 1" равно  $0,0016 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$ , а осредненное значение его по данным ВДС на участке ствола между гор. 475 - 865 м. составило  $0,0018 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$ , что указывает на приемлемую сходимость результатов.

В целом полученные аналитическим методом значения аэродинамического сопротивления для других стволов оказались меньшими, чем по данным ВДС. Объясняется это тем, что последние включают в себя

дополнительные сопротивления на сопряжениях стволов с выработками промежуточных горизонтов.

На руднике наряду со стволами в качестве главных воздухоподающих и воздуховыдающих выработок применяют группы ступенчато - смещаемых по мере углубления горизонтов в сторону рудной залежи и входящих в вентиляционное направление ГВУ восстающих. Количество восстающих в группе изменяется от этажа к этажу и неодинаково по вентиляционным направлениям (от 4 до 9). При этом преобладают группы с 8 восстающими, расположенными в два ряда, и сбитые между собой квершлагом, а ряды в свою очередь содиненные сбойками. Проектная площадь восстающего в свету  $7,5 \text{ м}^2$ . Такие группы восстающих представляют собой параллельное соединение выработок, причем в таком соединении наряду с потерями давления на трение в восстающих и соединяющих их выработках большие потери давления обусловлены местными сопротивлениями, при поворотах потока с внезапным расширением и сужением, а также при слиянии или разделении вентиляционных струй. Теоретические расчеты таких соединений несостоятельны, а получить экспериментальным путем аэродинамическое сопротивление одного восстающего практически невозможно, из-за сложности определения воздухораспределения между восстающими в группе.

С целью получения по возможности достоверных аэродинамических параметров таких выработок были подвергнуты анализу данные ВДС по 21 группе восстающих. Для каждой группы по материалам нескольких ВДС определялось среднее аэродинамическое сопротивление соединения в целом.

Затем рассчитывалось сопротивление одного восстающего по формуле:

$$R_l = R_e \cdot n, \text{ Н с}^2/\text{м}^8, \quad (2.13)$$

где  $n$  - количество восстающих в группе.

Поскольку длина восстающих на каждом горизонте неодинакова для получения сопоставимых данных результатов вычислялось удельное сопротивление стометрового участка восстающего.

Для проектируемых горизонтов было принято среднее значение удельного сопротивления из 21 исследуемых групп восстающих. Оно оказалось равным  $0,32 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ . Справочные данные по таким выработкам отсутствуют, а рассчитанные сопротивления трения для выработки аналогичного сечения без учета местных сопротивлений отличается в несколько раз.

## 2.4. Выводы

Основными результатами исследований являются:

- экспериментальное определение аэродинамических параметров местных сопротивлений в вентиляционных сетях шахт, в частности, 18 объектов местных сопротивлений, 8 герметизирующих вентиляционных сооружений и 7

комплексов выработок выемочных панелей; дана сравнительная характеристика их аэродинамического качества;

- в натуральных условиях исследованы аэродинамические характеристики протяженных горных выработок с различными видами крепи, характерных для рудников Кривбасса;

- выполнен сравнительный анализ аэродинамических параметров горных выработок и элементов главных вентиляторных установок по материалам депрессионных съемок;

- результаты этих исследований используются при проектировании вентиляции рудников на перспективу, а также при решении вопросов оперативного управления их проветриванием, в частности при массовых взрывах;

- оценено аэродинамическое качество горных выработок и предложены пути совершенствования его.

## ГЛАВА 3.

### ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НЕГЕРМЕТИЧНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ БЛОКОВ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

#### 3.1. Расчетная модель турбулентного движения воздушного потока в воздуховоде с переменным расходом по длине

При исследовании аэродинамических процессов воздушных потоков в негерметичных горных выработках последние целесообразно разделить на 2 типа:

- выработки с непрерывным изменением расхода воздуха по их длине.
- выработки с дискретным изменением расхода воздуха.

Рассмотрим теоретические основы движения воздушных потоков переменной массы для этих типов выработок (воздуховодов) и установим влияние характера негерметичности на аэродинамическое сопротивление основному воздушному потоку, определим причины его изменения.

#### 3.1.1. Движение потока переменной массы в воздуховоде с равномерно распределенной негерметичностью (расход по длине непрерывно изменяется)

В основу теории движения потока с непрерывным изменением расхода, положены уравнения И.В. Мещерского [79], для случая движения твердого тела переменной массы. При отделении массы эти уравнения имеют вид

$$\begin{aligned}d(mx\dot{\varphi}) &= x - \frac{dm_1}{dt} a \ddot{u} \\d(my\dot{\varphi}) &= y - \frac{dm_1}{dt} b \ddot{y}, \\d(mz\dot{\varphi}) &= z - \frac{dm_1}{dt} g \ddot{b}\end{aligned} \quad (3.1)$$

где  $m$  – масса движущегося тела;  $x\dot{\varphi}$ ,  $y\dot{\varphi}$ ,  $z\dot{\varphi}$  – проекции скорости движения тела на координатные оси;  $x, y, z$  – проекции равнодействующей силы, приложенных к телу;  $m_1$  – отделяющаяся масса;  $a, b, g$  – проекции скорости отделяющейся массы на координатные оси;  $t$  – время.

При выводе уравнения (3.1) принимались следующие основные допущения:

- изменение массы происходит непрерывно;
- движение одной из точек тела полностью определяет движение всего тела в целом;

- действующие силы приводятся к одной равнодействующей;
- масса тела не зависит от скорости.

В дальнейшем В.М. Маковеевым [33-35], И.Н. Коноваловым [36], и другими исследователями были получены дифференциальные уравнения движения жидкости с переменной массой.

Ниже приводится дифференциальное уравнение, полученное Г.А. Петровым [37-39]

$$d \frac{a_0 V^2}{2g} + \frac{dP}{g} + dZ + i_f dx + a_0 (V - q) V \frac{dQ}{Q}, \quad (3.2)$$

где  $a_0$  – корректив количества движения;  $V$  – средняя скорость течения жидкости в трубе;  $P/g$  – пьезометрический напор;  $Z$  – отметка (удельная энергия положения);  $i_f$  – уклон трения;  $q$  – проекция скорости отделяющейся части жидкости на направление движения основного потока;  $Q$  – расход жидкости движущейся в трубопроводе;  $g$  – ускорение силы тяжести.

Непосредственное интегрирование уравнения (3.2) невозможно, поскольку в него входят величины  $q$  и  $i_f$ , которые зависят от средней скорости  $V$ . При отделении части воздуха, например, через обрушенное пространство, между векторами скорости отделяющегося и основного потоков имеется некоторый угол  $\beta$ , в общем случае отличный от  $90^\circ$ . Величина этого угла зависит от характера и степени уплотнения обрушенных пород в обрушенном пространстве, силы, обусловленной избыточным давлением в месте отделения. Величина этих сил по длине потока изменяется а, следовательно, изменяются и величины  $q$  и  $\beta$ . Оказывается, что учесть эти изменения весьма трудно, а иногда и вовсе невозможно. Кроме того, довольно сложным является учет потерь напора по длине потока с переменным расходом. Здесь происходит непрерывное изменение эпюры осредненных скоростей, а отделение части потока обуславливает изменение масштаба турбулентности основного потока.

Непрерывно по длине потока изменяется и число Рейнольдса, причем, на некоторой части воздуховода движение потока может происходить вне пределов квадратичной области сопротивления, где коэффициент аэродинамического сопротивления зависит только от относительной шероховатости воздуховода.

Учесть все это многообразие факторов какой-либо одной зависимостью не представляется возможным. В гидравлике в аналогичных случаях потери напора условно определяют по зависимостям равномерного движения:

$$i_f = \frac{l}{4h} \frac{V^2}{2g} = \frac{V^2}{C^2 R} = \frac{Q^2}{k^2}, \quad (3.3)$$

где  $l$  – коэффициент гидравлического трения;  $R$  – гидравлический радиус трубопровода;  $C$  – коэффициент Шези;  $k$  – модуль расхода.

В общем случае

$$l = f(Re, \bar{D}), \quad (3.4)$$

где  $\bar{D}$  – относительная шероховатость.

Так как по длине воздуховода число Рейнольдса изменяется непрерывно, изменение величин  $l$  и  $i_f$  происходит аналогично.

Некоторые авторы в расчетах предлагают пренебрегать этим изменением и считают:

$$l = f(V_m, \bar{D}), \quad (3.5)$$

где  $V_m$  – средняя скорость потока в начале воздуховода [35]. Другие, для учета изменения  $i_f$ , принимают:

$$l = f\left(\frac{V_m + V_0}{2}, \frac{\bar{D}}{\varnothing}\right), \quad (3.6)$$

где  $V_0$  - средняя скорость потока в конце участка,

Кроме указанных выше допущений, при интегрировании уравнения движения потока с переменной массой необходимо учитывать закон изменения расхода по длине выработки [28]. Это позволит, в конечном счете, получить расчетные зависимости для определения величины депрессии на участке выработки с равномерно распределенной негерметичностью.

Из сказанного выше можно сделать вывод, что как расчетная модель, так и уравнения движения потока с непрерывным изменением расхода по длине не могут быть использованы для расчета воздухопроводов с дискретным изменением расхода. Согласно работам [33-48], эти методы с некоторым приближением могут быть использованы только для расчета воздуховода, в котором расстояние между точками проявления негерметичности не превышает одного диаметра.

### **3.1.2. Движение потока переменной массы в воздуховоде с дискретно-распределенной негерметичностью (дискретное изменение расхода)**

Схема такого воздушного потока представлена на рис. 3.1,б и 3.2.

Предположим, что на участке  $L_{нр}$  происходит выравнивание продольного профиля осредненных скоростей.

На длине некоторого участка  $L_{нр}$ , который назовем “участок изменения расхода”, происходит переформирование эпюры осредненных скоростей, вызванное влиянием положительной или отрицательной негерметичности. Сечение 1-1 определяется местом установившегося движения. Согласно работе [53],  $L_{нр} = 2, 3D$ .

В пределах этого участка происходит нарушение баланса энергии по сечению потока, характерного для установившегося потока и изменение эпюры скоростей.



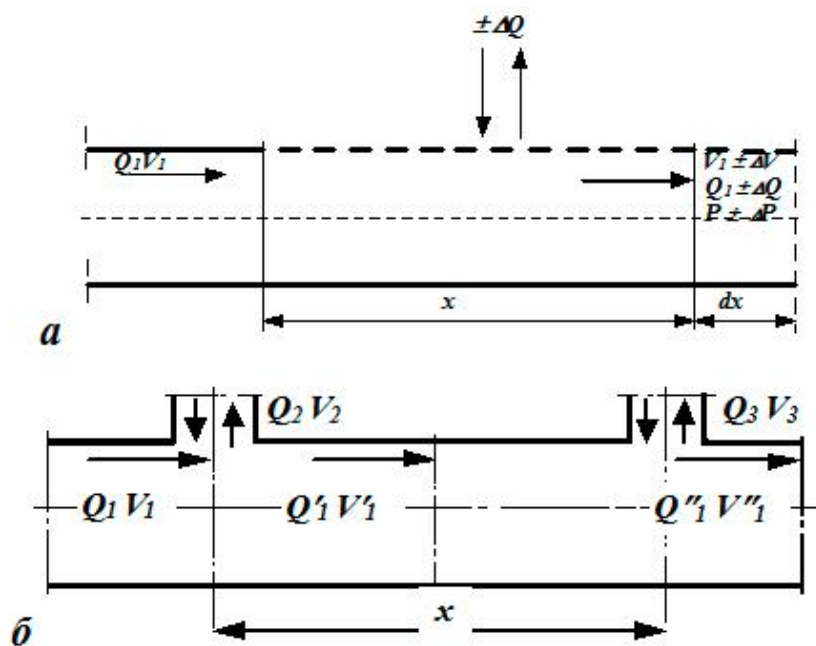


Рис. 3.1. Негерметичные воздуховоды:  
 а – с непрерывным изменением расхода воздуха по длине;  
 б – с дискретным изменением расхода воздуха по длине.

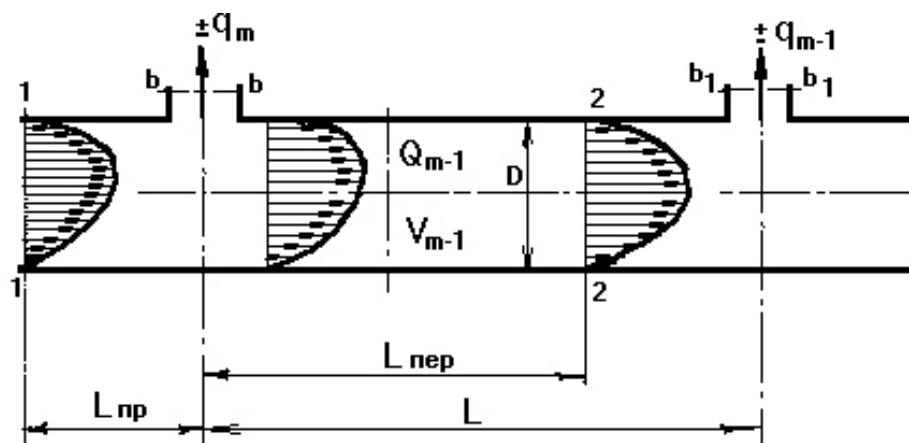


Рис. 3.2. Кинематика потока на участке трубопровода с дискретной негерметичностью

В пределах области разделения потоков распределение давлений по сечениям не соответствует гидравлическому закону. Градиент давления вдоль основного потока оказывается отрицательным, что в некоторых случаях при отрицательной негерметичности может вызвать отрыв транзитной части потока от стенки, противоположной выпуску (утечке). В этой зоне наблюдается повышенная пульсация скорости и давлений, особенно вблизи поверхности раздела транзитного и отделяющегося потоков. После отделения или присоединения части потока эпюра скоростей в сечении на некотором расстоянии от характерной точки  $L_{пер}$  изменяется и приобретает вид, характерный для условий равномерного движения; согласно работам [13, 54]

$L_{np}=(5-15)D$ . Однако эти данные относятся к экспериментам на гидромоделях с гладкими стенками, следовательно, для условий движения потоков в горных выработках необходимо произвести дополнительные исследования.

Негерметичность и прилегавшая к ней часть выработки является источником так называемых местных потерь депрессии, которые сосредоточены в пределах участков изменений расхода и переходного ( $L_{np}+L_{nep}$ ). Если эти потери условно отнести к сечению, проходящему через ось негерметичности, то всю выработку на участке с негерметичностями можно представить в виде ряда узлов местных сопротивлений, в которых происходят изменения расхода и участков равномерного движения с постоянным вдоль пути расходом.

Такая расчетная модель позволяет при рассмотрении задачи о движении воздуха в выработке с дискретным изменением расхода по длине использовать метод фрагментов, в котором экспериментальные или теоретические исследования условий движения потока в районе одной негерметичности могут быть распространены на всю систему негерметичностей "работающих" совместно. Для случая, когда расстояние между негерметичностями (шаг негерметичностей)  $L \gg L_{np} + L_{nep}$ , такое предположение вполне справедливо. При  $L < L_{np} + L_{nep}$  на течение потока у рассматриваемой негерметичности в большей или меньшей степени (в зависимости от расстояния между негерметичностями) могут оказывать влияние условия движения у соседних негерметичностей. Поэтому решения, базирующиеся на исследованиях одиночной негерметичности, требуют определения опытным путем границ, в которых влиянием негерметичностей друг на друга можно пренебречь.

В зависимости от размеров негерметичности и выработки, расстояния между негерметичностями и др., характер распределения расхода воздуха по негерметичностям может быть весьма разнообразным.

Задача аэродинамического расчета воздухопроводов с дискретным изменением расхода сводится к определению коэффициентов потерь депрессии на участке с негерметичностью.

Как правило, методы аэродинамического расчета в таких задачах базируются на уравнении баланса удельной энергии.

Таким образом, характер потоков в выработках с дискретным и непрерывным изменением расхода по длине значительно отличаются друг от друга. Поэтому, как отмечалось выше, при решении задач о движении потоков воздуха в каждом из этих случаев следует исходить из различных расчетных моделей.

### **3.1.3. Уравнение баланса удельной энергии при отрицательной негерметичности**

Большинство авторов в качестве уравнения баланса удельной энергии используют уравнение Бернулли, выведенное для условий движения потока жидкости с постоянным вдоль пути расходом.

Это уравнение, например, для сечений 1 – 1 и 2 – 2 (рис. 3.3) имеет следующий вид:

$$Z_1 + \frac{P_1}{g} + \frac{a_1 V_1^2}{2g} = Z_2 + \frac{P_2}{g} + \frac{a_2 \frac{Q_2^2}{e V_2^2} \frac{\dot{\omega}^2}{\phi}}{2g} + h_{1-2\phi}^0, \quad (3.7)$$

где по аналогии с потоком, имеющим постоянный вдоль пути расход, член этого уравнения  $h_{1-2\phi}^0$  называют потерей напора и отражают в долях скоростного напора потока в каком-либо сечении

$$h_{1-2\phi}^0 = \chi_{1-2\phi}^0 \frac{a_1 V_1^2}{2g}, \quad (3.8)$$

где  $\chi_{1-2\phi}^0$  - коэффициент сопротивления. Для потока с постоянным по пути расходом ( $Q\phi=0$ ) величина  $h_{1-2\phi}^0$  действительно представляет собой потерю напора, т.е. ту удельную энергию, которая на пути между сечениями 1-1 и 2'' – 2'' была потеряна потоком в результате работы сил трений в жидкости. В том же случае, когда  $Q\phi \neq 0$  уравнение (3.7) записывается практически для сечений двух разных потоков в сечении 1-1 расход составляет  $Q_1$  в сечении 2'' – 2'' -  $Q\phi = Q_1 - Q_2$ . Ввиду этого член уравнения  $h_{1-2\phi}^0$  не может быть назван потерей напора в общепринятом смысле [49].

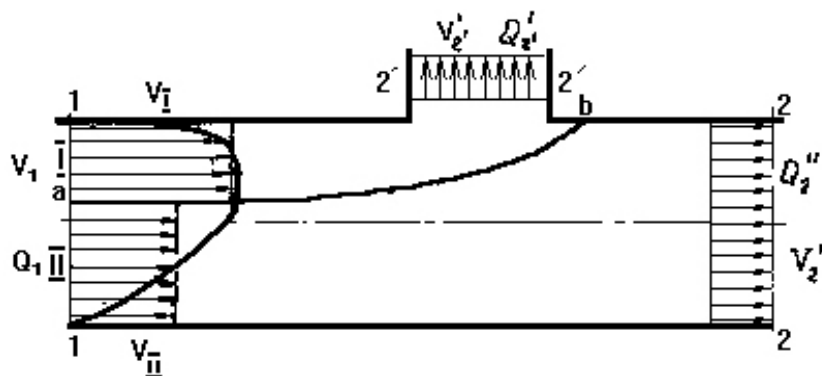


Рис. 3.3. Деление потока в области дискретной негерметичности

Рассмотрим установившееся движение потока воздуха в выработке, имеющей негерметичность (рис. 3.3). Режим движения турбулентный. Действительный поток заменен осредненной моделью, известной под названием "Модель Рейнольдса-Буссинеска".

Поток жидкости в сечении 1-1 назовем "суммарный", а разделяющиеся потоки - соответственно "потоком I" и "потоком 2". Сечения 1-1, 2 - 2 и 2'' – 2'' определяем на участках равномерного движения (в конце или в начале этих участков).

Предположим, что на участке от сечения 1-1 до места расположения негерметичности потоки воздуха 1 - 2 отделяются друг от друга некоторой поверхностью  $ab$ . В пределах этого участка происходит переформирование эпюры осредненных скоростей, связанное с дальнейшим разделением потока.

Согласно [50-52] вдоль поверхности раздела  $ab$  в пределах участка изменений расхода имеет место передача энергии за счет работы сил трения от одной части основного потока к другой, т.е. от потока 1 к потоку 2 или наоборот.

В указанной постановке вопроса представляется возможным рассматривать потоки 1 и 2 в отдельности друг от друга, как потоки с постоянным вдоль пути расходом, начиная от сечения 1-1 для соблюдения граничных условий при этом должен быть учтен и перенос энергии от одного потока к другому в пределах участка изменений расхода [50].

Применяя для потоков I и II уравнение Бернулли, соединяя им сечения 1 - а, 2 - 2 и а - 1, 2'' - 2'' (рис. 3.3) получим:

$$Z_1 + \frac{P_1}{g} + \frac{a_I V_I^2}{2g} = Z_2 + \frac{P_2}{g} + \frac{a_{II} V_{II}^2}{2g} + h_{1-2} \pm h_{II}, \quad (3.9)$$

$$Z_1 + \frac{P_1}{g} + \frac{a_{II} V_{II}^2}{2g} = Z_2 + \frac{P_2}{g} + \frac{a_I V_I^2}{2g} + h_{1-2} \pm h_{II}$$

где  $h_{1-2}$ ,  $h_{II}$  - потеря напора на работу сил трения на пути между соответствующими сечениями;  $h_{II}$ ,  $h_{III}$  - значения удельной энергии, передающейся от одного потока другому вдоль поверхности раздела  $ab$ ; величина  $h_{II}$  может быть как положительной (изъятие энергии), так и отрицательной (приток энергии).

Следует отметить, что  $\frac{1}{2} h_{III} \approx \frac{1}{2} h_{III}$  так как передающаяся энергия относится к единице веса каждого потока.

Уравнение (3.9) является уравнением баланса удельной энергии разделяющегося потока жидкости.

Как видно, из этих уравнений, разность напоров в сечениях до и после разделения складываются из трех величин:

- разности удельных кинетических энергий суммарных и разделяющихся потоков в сечение 1-1;
- потерь напора на пути между расчетными сечениями (эта величина равна механической энергии потока, которая в пределах рассматриваемого участка перешла в тепловую энергию за счет работы сил трения);
- удельной энергии передачи (энергия, которая передается через воображаемую поверхность раздела  $ab$  в единицу времени, отнесенной к единице веса рассматриваемого потока).

В процессе расчета воздухопроводов с дискретным изменением расхода по длине, необходимо определять коэффициент изменения напора транзитного потока в районе негерметичности (рис. 3.3), при помощи которого учитывается разность напоров в сечениях 1 - 1 и 2'' - 2''. Этот коэффициент может быть определен эмпирическим путем.

Однако разработка инженерных методов расчета аэродинамических характеристик негерметичных горных выработок представляет собой весьма

сложную, и практически нерешаемую задачу, ввиду невозможности аналитических решений уравнений Бернулли.

Поэтому для решения поставленной задачи определения аэродинамических параметров негерметичных горных выработок оправданным является метод экспериментального исследования их как в натуральных условиях, так и на моделях.

### **3.2. Экспериментальные исследования аэродинамических процессов в негерметичных горных выработках**

Вопросы экспериментальных исследований аэродинамического сопротивления негерметичных горных выработок во взаимосвязи со степенью этой негерметичности (количественные и качественные характеристики) являются к настоящему времени практически неизученными (в литературных источниках отсутствуют аэродинамические параметры таких выработок). Ещё более сложное положение учета взаимовлияния аэродинамического сопротивления, количественных и качественных показателей негерметичности горных выработок в шахтных вентиляционных сетях.

Поэтому, при решении комплекса вопросов совершенствования проветривания очистных блоков рудников Кривбасса, значительное внимание было уделено экспериментальному исследованию аэродинамических характеристик негерметичных горных выработок.

Программой экспериментальных работ предусматривались эксперименты на модели - в лаборатории рудничной аэрологии ДГИ на малой аэродинамической трубе и в натуральных условиях – в характерных выработках шахт "Гигант-глубокая", "Северная" и "Саксагань".

#### **3.2.1. Методика экспериментальных исследований и общие принципы моделирования**

В основу методики экспериментальных исследований аэродинамических характеристик негерметичных горных выработок на моделях было положено:

- соблюдение законов подобия аэродинамического моделирования;
- обоснованный выбор входного, начального, рабочего и выходного участков негерметичных горных выработок, обеспечивающих на рабочем участке установившийся режим течения с однородной развитой турбулентностью и надежные отсчеты измеряемых величин напоров;
- обоснованная экспериментальная схема исследований.

При изучении физических явлений, происходящих при движении воздуха в выработках широко применялся метод моделирования.

При решении практических задач, достоверность результатов полученных опытным путем на моделях, должна подтверждаться строгим соблюдением законов подобия.

Необходимыми и достаточными условиями соблюдения подобия течения жидкости или газа в модели и натуре являются:

- геометрическое подобие, т.е. пропорциональность линейных размеров модели и натуре;

- идентичность безразмерных профилей скоростей в характерных сечениях модели и натуре для негерметичных участков выработок;

- постоянство отношений плотности и вязкости жидкости (газа) в соответствующих точках модели и натуре для несжимаемых жидкостей (газа), если они движутся при одинаковой температуре (это условие всегда соблюдается);

- равенство чисел Рейнольдса  $Re$  для модели и натуре

$$Re = \frac{V_M D_M}{\nu_M} = \frac{V_H D_H}{\nu_H}, \quad (3.10)$$

где  $V_M$ ,  $V_H$  - соответственно, средние скорости потока на модели и в натуре, м/с;  $D_M$ ,  $D_H$  - соответственно, характерные линейные размеры на модели и в натуре, м;  $\nu$  - коэффициент кинематической вязкости, м<sup>2</sup>/с;

- соблюдение равенства критериев Скочинского [27]

$$S_{\Phi} = \frac{l}{f}; \quad S_{\Phi} = \frac{V}{V_{cp}}; \quad (3.11)$$

где  $S_{\Phi}$  - первый критерий Скочинского;  $S_{\Phi}$  - второй критерий Скочинского;  $l$  - характерный размер канала (высота, ширина, диаметр);  $f$  - масштаб турбулентности, характеризующий относительную крупность вихревых масс;  $V_{cp}$  - осредненная скорость потока в турбулентном ядре течения;  $V$  - полная осредненная скорость в некоторой точке (например, в центре выработки).

$$f = 4a \frac{S}{P}, \quad (3.12)$$

где  $S$  - динамическое сечение канала;  $P$  - периметр канала;  $a$  - статистическая постоянная, равная  $3,2 \cdot 10^{-3} \dots 38 \cdot 10^{-3}$  в зависимости от шероховатости стенок выработки.

Таким образом, для двух динамически подобных потоков (для которых соблюдено полное геометрическое подобие и равенство чисел  $Re$ ) будут получены как одинаковые профили безразмерных скоростей, так и одинаковые отношения сил, в том числе и сил сопротивления.

### 3.2.2. Экспериментальные установки и измерительная аппаратура

Экспериментальные исследования аэродинамических характеристик модели негерметичной горной выработки с дискретной негерметичностью проводились на малой аэродинамической трубе, прямоугольного сечения 300 x 400 мм, общей длиной 24 м. Экспериментальная установка №1 (рис. 3.4), состоящая из отдельных звеньев длиной 1,5 м, соединенных между собой деревянными муфтами и скрепленных скобами. Для герметичности труба прошпаклевана.

Входной, участок трубы  $l_1$ , обеспечивающий развитие характерного турбулентного профиля скоростей, в условиях эксперимента составлял 23 калибра ( $D_7=0,342$  м). В начале этого участка для выравнивания потока устанавливалась спрямляющая решетка. Экспериментальный (рабочий) участок имел длину в условиях эксперимента 15 м, что обеспечивало требуемую точность отсчетов по приборам во время замера депрессии.

Длина выходного участка  $l_3$  выбиралась из расчета исключения влияния выхода потока из трубы на измерение скорости контрольной трубкой.

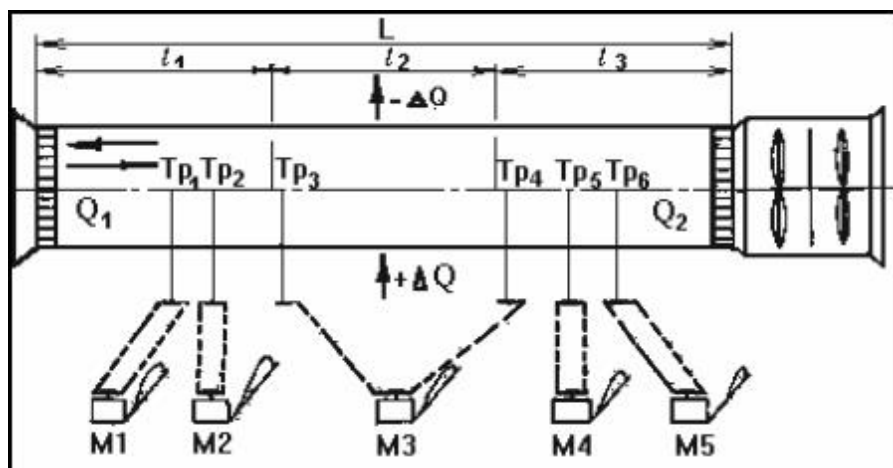


Рис. 3.4. Схема экспериментальной установки № 1 по исследованию аэродинамических параметров негерметичной горной выработки

Для получения данных по аэродинамическим характеристикам негерметичных участков воздухопроводов с дополнительным источником тяги на кафедре рудничной вентиляции и охраны труда ДГИ были проведены экспериментальные исследования на модели горной выработки круглого сечения (экспериментальная установка № 2).

Основным элементом экспериментальной установки (рис. 3.5) являлась металлическая труба длиной 10 м, внутренним диаметром 110 мм и толщиной стенки 5 мм, представляющая модель горной выработки в масштабе 1:25.

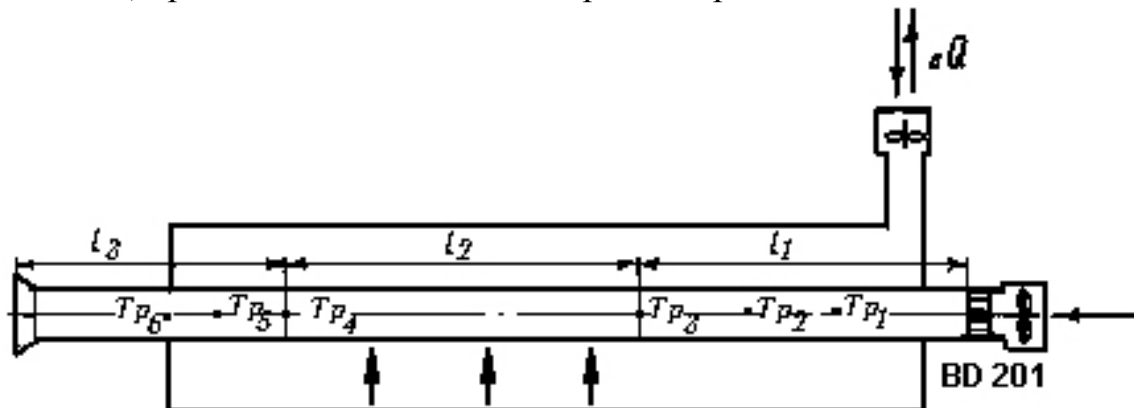


Рис. 3.5. Схема экспериментальной установки № 2 (без измерительной аппаратуры).

Эксперименты проводились на модели как с гладкими стенками так и с шероховатыми. Шероховатость модели выполнена рамами поперечным диаметром 0,5 м. Входной участок был принят длиной 1650 мм, позволившей получить требуемые профили скоростей. Начальный участок с крепью имел длину 1100 мм (10 калибров).

Рабочий участок составил 5850 мм, что обеспечило надежные отсчеты и вычисления аэродинамических параметров в условиях эксперимента, например, депрессии в пределах 90 мм вод. ст.

Выходной участок был выбран длиной 950 мм, что исключило влияние выходящего в атмосферу воздуха на аэродинамические процессы на рабочем участке.

Экспериментальная установка оборудована центробежным вентилятором ВД-201, в начале входного участка (за вентилятором) устанавливался спрямляющий аппарат. В условиях экспериментальных исследований был принят нагнетательный режим.

Для моделирования утечек воздуха, аэродинамическая модель была помещена в герметический кожух, состоящий из трубы большого диаметра на входе, в которую был установлен дополнительный вентилятор.

Моделирование утечек и притечек воздуха на рабочем участке производилось изменением режима работы вентилятора наружной трубы (всасывающий или нагнетательный).

Аэродинамическое сопротивление воздухопроницательного материала за участками с дискретной негерметичностью соответствовало в условиях эксперимента аэродинамическому сопротивлению обрушенных пространств [53].

При выполнении экспериментальных работ на моделях и в натуральных условиях применялась следующая измерительная аппаратура:

- для замера статических и динамических напоров применялись спиртовые микроманометры с наклонной шкалой типа ММН; Fuess № 32259, ММН-240 №№ 3535, 3693, 3705, 3626, класс точности 0,5, заполненные спиртом крепостью 95 % и плотностью  $0,8697 \text{ г/см}^3$  ( $t=22^{\circ}\text{C}$ ) и пневмометрические трубки длиной 50 и 750 мм, протарированные в Центральном бюро поверки гидрометприборов при Главной Геофизической обсерватории им. А.И. Воейкова в г. С. Петербург (табл. 3.1);

- для подключения микроманометров к трубкам применялся резиновый шланг с внутренним диаметром 5 мм;

Таблица 3.1.

Тарировочные коэффициенты пневмометрических трубок

№ трубки	1	2	3	4	5	6	7
Тарировочный коэффициент	1,0	0,99	0,99	1,00	1,00	1,0	1,0

- для замера температуры и влажности воздуха использованы аспирационные психрометры МВ-4М;



- измерение атмосферного давления производилось микробарометром МВ-ИМ (№ 2207) с ценой деления 0,1 мм рт. ст.

- определение скорости воздушного потока в горных выработках производилось с помощью механических анемометров АСО-3М и МС-13, при исследовании профиля скорости воздушных потоков и его структуры в характерных сечениях применялся термоанемометр;

- измерение линейных размеров модели и натуральных объектов производилось обычными измерительными инструментами (тесьянная рулетка, метр, линейка и др.).

### 3.2.3. Определение количества воздуха, проходящего через экспериментальный участок

Точность экспериментального определения аэродинамических параметров негерметичных горных выработок определяется в значительной степени точностью измерения количества воздуха, проходящего через рабочий участок.

Обычно в аналогичных экспериментах количество воздуха определяется по средней скорости в контрольной точке аэродинамической трубы.

Средняя скорость воздуха на рабочем участке модели вычислялась по средним скоростям, измеренным воздухомерными трубками № 1 и № 5 с дополнительной корректировкой по показаниям микроанометров контрольных точек № М2 и М5.

Для вычисления по измеренной скорости средней скорости потока определялись коэффициенты поля скоростей  $K_{Pi}$  для различных режимов работы, аэродинамической трубы (нагнетательный или всасывающий).  $K_{Pi}$  был определен как отношение среднеарифметической скорости  $V_{cp}$  (из  $n$  - замеров по  $i$  - тому сечению подвижной трубки) к скорости  $V_K$ , замеренной в контрольной точке

$$K_{Pi} = \frac{V_{cp}}{V_K}, \quad (3.13)$$

где  $V_{cp}$  - определялось по выражению

$$V_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n V_i}{n}, \quad (3.14)$$

где  $V_i$  - истинные значения скорости в центре квадратов, на которые условно было разбито сечение трубы;  $n$  - количество квадратов, в условиях эксперимента 25.

Количество воздуха определялось по формуле

$$Q = V_{cp} S \text{ или } Q = K_{Pi} V_K S \quad (3.15)$$

Для определения коэффициентов поля скоростей были проведены специальные исследования профилей скоростей в сечениях замерных станций подвижных трубок 1 и 5.

В контрольных точках замерных станций 2 и 6 устанавливались воздухомерные трубки, соединенные с микроманометрами М2 и М5, по показаниям которых подсчитывались скорости потока до рабочего участка и после него.

Средние скорости потока определялись по показаниям микроманометров М1 и М4. Синхронно, со снятием отсчетов по контрольным микроманометрам М2 и М5, производились отсчеты по микроманометрам подвижных трубок.

Исследования полей скоростей в сечениях 1 и 5, произведенные при различных скоростях движения воздуха, режимах работы установки и степенях негерметичности ее, показали постоянство коэффициентов  $K_{II}$  для указанных сечений.

Аналогичные исследования были проведены и для экспериментальной установки №2.

Численное определение скоростей воздуха производилось по нижеприведенным зависимостям.

Скорость в  $i$ -той точке сечения и контрольной точке подсчитывалась по формуле

$$V_i = 4,04 \sqrt{h_{CKi} F D \chi \frac{g_0}{g}}, \quad (3.16)$$

где  $h_{CKi} = h_{CKi} - h_0$ ;  $h_0$  - начальный отсчет по микроманометру;  $h_{CKi}$  - отсчет по микроманометру при измерении;  $F$  - коэффициент угла наклона микроманометра;  $D$  - удельный вес спирта;  $\chi$  - тарировочный коэффициент воздухомерной трубки;  $\gamma$  - тарировочный коэффициент микроманометра;

$$\frac{g_0}{g} = \frac{760(273 + t)}{B(273 + 15)}, \quad (3.17)$$

где  $t$  - температура воздуха во время эксперимента;  $B$  - барометрическое давление.

При применении микроманометров типа ММН скорость воздуха подсчитывалась по формуле

$$V_i = 4,04 \sqrt{h_{CKi} k \Pi \chi \frac{g_0}{g}}, \quad (3.18)$$

где  $k$  - постоянная прибора;  $\Pi$  - поправочный коэффициент погрешности прибора.

Средняя скорость на рабочем участке определялась по формуле

$$V_{cp} = \frac{V_2 + V_6}{2} \frac{g_2}{g_6} \frac{S_6}{S_2}, \text{ м/с} \quad (3.19)$$

где индекс 2 относится к замерам контрольной трубки  $T_{p2}$ ; индекс 6 к контрольной трубке  $T_{p6}$ .

Коэффициенты поля для выполненных исследований составили:

$$K_2 = 0,86; \quad K_6 = 0,89.$$

Определение воздухопроницаемости экспериментальных установок выполнено общепринятым методом (произведено определение количества воздуха во входном сечении  $T_{p2}$  и выходном  $T_{p6}$ ). Результаты замеров показали разность, не превышающую 0,5...1%, что считается вполне приемлемым для такого класса промышленных аэродинамических экспериментов.

### 3.2.4. Определение депрессии рабочего участка

Энергия на рабочем участке модели горной выработки с герметичными стенками расходуется только на преодоление сил трения. Потеря энергии равна разности энергий потока в начальном и конечном сечении (3 и 4)

$$DE = \int_{s_3}^{\infty} \rho P + \frac{V_3^2}{2g} \frac{\rho}{\rho} dS - \int_{s_4}^{\infty} \rho P + \frac{V_4^2}{2g} \frac{\rho}{\rho} dS. \quad (3.20)$$

В выработках, имеющих негерметичности за счет деления (соединения) основного потока и утечек (притечек) появляются дополнительные потери энергии, которая тратится на переформирование поля скоростей и вихревые сопротивления, возникающие при больших значениях коэффициентов негерметичности

$$DE = \int_{s_3}^{\infty} \rho P + \frac{V_3^2}{2g} \frac{\rho}{\rho} dS - \int_{s_4}^{\infty} \rho P + \frac{V_4^2}{2g} \frac{\rho}{\rho} dS \pm E_{нн}, \quad (3.21)$$

где  $E_{нн}$  - дополнительная энергия, теряемая или приобретаемая потоком за счет негерметичности.

Величина  $E_{нн}$  может иметь как отрицательные, так и положительные значения в зависимости от характера негерметичности и ее величины.

Вводя в уравнения коэффициент кинетической энергии и учитывая равенство поперечных сечений модели выработки, запишем для всасывающего режима  $h = P_3 - P_4$ . То же для нагнетательного режима  $h = P_4 - P_3$ , т.е. депрессия негерметичного экспериментального участка определяется непосредственно по разности статических давлений в начальном и конечном сечениях (3 и 4).

Для определения депрессии были произведены замеры статических давлений по сечению трубы, определен характер профилей скорости в сечениях, замерены площади сечений; результаты замеров и вычислений подтвердили соответствие этих параметров, что позволяет применять указанные формулы для определения депрессии негерметичного участка.

По показаниям микроманометра МЗ подсчитывалась величина перепада статического давления по формуле:

$$h = (h_{cp} - h_0) F D r \chi_3 \chi_4, \text{ мм вод.ст.}$$

где  $h_{cp}$  - средняя измеренная величина статического перепада, мм спирт. ст.;  $\chi_3, \chi_4$  - тарировочные коэффициенты воздухомерных трубок.

При применении микроманометров типа ММН формула имеет вид:

$$h = (h_{cp} - h_0) k \Pi r \chi_3 \chi_4.$$

Вычисление коэффициента аэродинамического сопротивления производилось на основании полученных в результате экспериментов величин  $h$  и  $Q_{cp}$  по формуле

$$a_{эк} = \frac{h}{Q_{cp}^2} \frac{S}{PL},$$

где  $h$  - депрессия рабочего участка, мм вод.ст.;  $Q_{cp}$  - средний расход воздуха через рабочий участок, м<sup>3</sup>/с;  $S$  - площадь поперечного сечения модели выработки в свету крепи, м<sup>2</sup>;  $P$  - периметр того же сечения, м;  $L$  - длина рабочего участка, м.

В таком виде формула была принята для обработки всех экспериментальных данных.

Полученные значения коэффициентов  $a_{эк}$  приводились к стандартному весу воздуха по формуле:

$$a_{ст} = a_{эк} \frac{g_0}{g}$$

где  $g_0$  – стандартный удельный вес воздуха, Н/м<sup>3</sup>;  $g$  - удельный вес воздуха в условиях эксперимента.

Экспериментальные работы выполнены при различных скоростях воздушного потока в диапазоне чисел  $Re = 150000, 750000$ , т.е. в режиме развитого турбулентного течения.

Определение аэродинамических характеристик негерметичных участков моделей горных выработок производилось на установках № 1 и № 2 в различном сочетании количественных и качественных характеристик негерметичности ( $Q_{cp}$  и  $q$ ).

Кроме определения коэффициента аэродинамического сопротивления негерметичных участков произведено построение характерных профилей скоростей.

### **3.2.5. Экспериментальные исследования на моделях структуры турбулентного потока и определение его аэродинамических характеристик**

#### **3.2.5.1. Герметичные горные выработки**

Известно, что на характеристику и расположение ядра потока воздуха в сечении выработки основное влияние оказывает турбулентный пограничный подслои. Он формируется в застойных зонах элементов крепи или шероховатости поверхности. Величина этой части профиля скорости зависит от размеров крепи, шага ее расположения, формы и геометрического сечения, а также от скорости движения основного потока.

В горизонтальной плоскости профиль скорости герметичной горной выработки симметричен, ядро потока находится в его центральной части. В вертикальной плоскости наблюдается некоторая деформация профиля скорости (смещение ядра потока в сторону почвы выработки). Это происходит из-за отсутствия существенной шероховатости на почве выработки.

В области пограничного слоя за счет вязкостных сил трения скорость потока по мере приближения к стенке снижается до нуля. Однако из-за отсутствия аппаратуры, позволяющей перемещать измерительные насадки в его области (1-2 мм), исследования пограничного слоя не проводились.

В результате проведенных 45 экспериментов на модели герметичной горной выработки с элементами крепи из спецпрофиля типа СВП-27, получены эмпирические зависимости, описывающие изменение осредненной скорости по сечению.

Полученные зависимости приведенной скорости от гидравлического диаметра могут быть аппроксимированы в виде квадратичной параболы

$$\frac{V_{max} - Vi}{V_{max}} = A \frac{Y^2}{D^2} + B \frac{Y}{D} + C. \quad (3.22)$$

Расчет эмпирических коэффициентов (табл.3.2) А, В, С, для каждой кривой проводился с использованием стандартного пакета “MATHLAB” с автоматическим выбором метода:

$$\Phi = \sum_{i=1}^k \left[ \frac{V_{max} - Vi}{V_{max}} \frac{Y^2}{D^2} - \frac{V_{max} - Vi}{V_{max}} \frac{Y}{D} \right]^2,$$

где k - число экспериментальных точек.

Таблица 3.2

Значения эмпирических коэффициентов

Тип негерметичности	Типы стенок					
	герметичная			негерметичная		
	А	В	С	А	В	С
Герметичные горные выработки	3,462	3,107	0,186	3,508	3,110	0,190
Выработки с равномерно распределенной негерметичностью						
Положительная негерметичность	-2,765	2,607	0,357	- 6,234	7,989	-1,493
Отрицательная негерметичность	- 4,989	3,674	0,347	-6,192	7,981	- 1,513
Отрицательная негерметичность	- 3,508	3,324	0,93	- 5,719	6,987	- 1,098

Полученные зависимости позволяют определять среднюю скорость потока воздуха при известной скорости в любой точке сечения и ее координаты.

В дальнейшем при исследованиях профилей скоростей в негерметичных выработках, коэффициенты, полученные для описания профиля скорости герметичной выработки, использованы для сравнения характера перераспределения скоростей при различного рода негерметичностях.

### 3.2.5.2. Негерметичные выработки

Исследования структуры потока с негерметичностью показали, что аэродинамические параметры потока изменяются в зависимости от коэффициента негерметичности

$$K = \frac{q}{Q_{cp}},$$

где  $K$  - коэффициент негерметичности;  $q$  - суммарный расход теряемой или присоединяемой массы приведенный на 1 п.м., м<sup>3</sup>/с;  $Q_{cp}$  - средний расход воздуха, м<sup>3</sup>/с.

$$Q_{cp} = \int_L Q_1 dL,$$

где  $Q_1$  - начальный расход, м<sup>3</sup>/с;  $L$  - длина негерметичного участка, м.

При отрицательной негерметичности (коэффициент негерметичности  $K < 0,1$ ) не происходит перераспределения скоростей по всему сечению выработки. Изменение структуры потока наблюдаются только в пограничном турбулентном подслое. Его величина сокращается на 20-25%, при этом на эту же величину возрастает ядро потока. Из этого следует, что при коэффициенте негерметичности  $K < 0,1$  происходит "отсос" вихря в межрамной области (пограничный подслой), что является следствием снижения энергозатрат на его преодоление основным потоком (рис. 3.6).

При увеличении коэффициента расхода более 0,1, происходит переформирование всего поля скоростей. Из-за интенсивного "отсоса" происходит смещение ядра потока в сторону негерметичной стенки, что способствует более свободному вихреобразованию на шероховатостях крепи герметичной стенки (рис. 3.6).

Переформирование скоростей в сечении, влечет за собой дополнительные потери энергии и увеличение аэродинамического сопротивления. При положительной негерметичности с появлением подвода воздуха происходит деформация (поджатие) ядра потока в сторону герметичной стенки.

Подводимый воздух здесь выступает дополнительным турбулизатором пограничного подслоя и является причиной существенного увеличения сопротивления горных (рис. 3.7.).

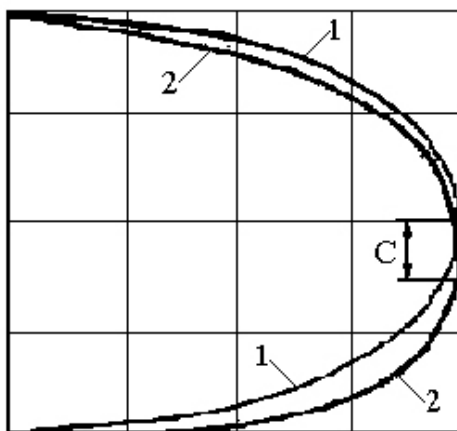


Рис. 3.6. Эпюры осредненных скоростей с отрицательной негерметичностью (крепь СВП-27):

- 1 - герметичные выработки ( $K=0$ );
- 2 - выработки с негерметичностью ( $K>0,2$ )

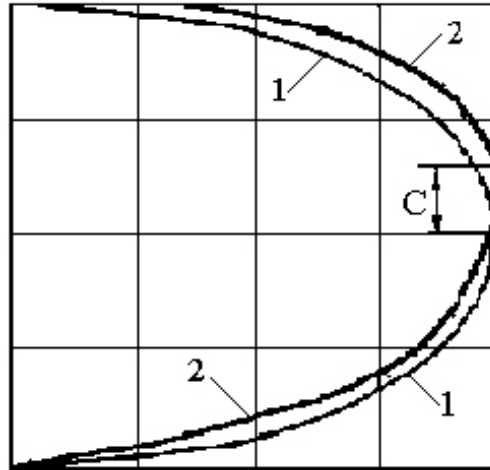


Рис. 3.7. Эпюры осредненных скоростей с положительной негерметичностью (крепь СВП-27):

- 1 - герметичные выработки ( $K=0$ );
- 2 - выработки с негерметичностью;
- C - величина деформации ядра потока

### 3.2.5.3. Выработки с дискретной негерметичностью

В соответствии с задачами работы необходимо было установить интервал распространения деформации поля осредненных скоростей, создаваемых негерметичностью воздуховода (модели).

Была проведена серия экспериментов с использованием метода фрагментов, в которых выделялся для исследования один фрагмент негерметичности (рис 3.8.). При этом в каждом сечении производились замеры профиля скорости в 64 точки, при которых пневмометрическая трубка перемещалась вдоль модели выработки с интервалом в один гидравлический диаметр.

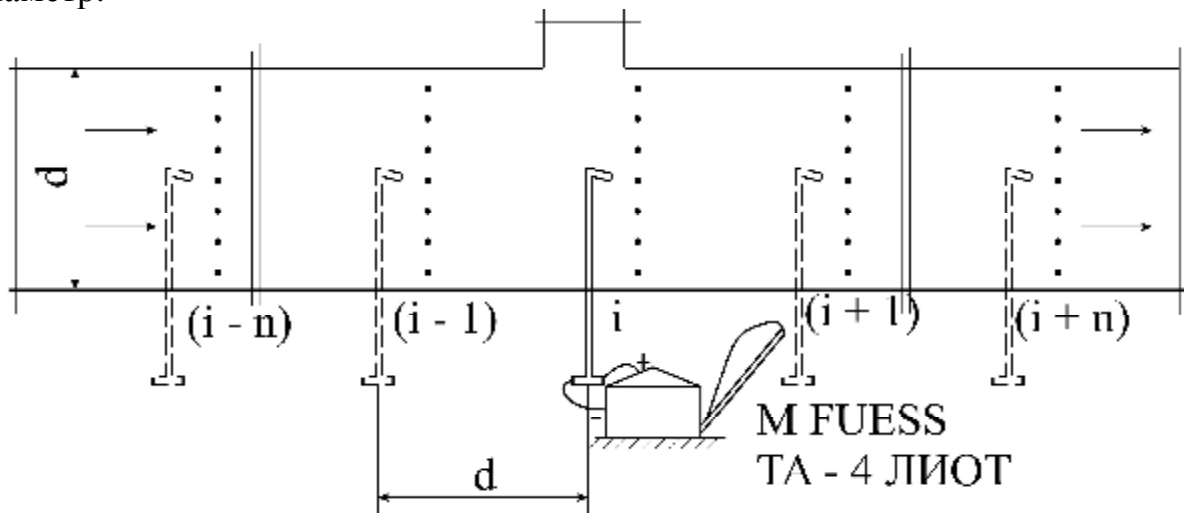


Рис. 3.8. Схема расположения пневмометрических трубок для определения интервала распределения деформаций поля скоростей

Полученные профили осредненных скоростей, методом наложения сравнивались с контрольным профилем, полученным в сечении герметичной выработки. Критерием оценки перераспределения поля скоростей явилась относительная величина деформации поля скорости  $C$  (рис. 3.9.):

$$C = \frac{S_L}{S_{q_{max}}}$$

где  $S_{q_{max}}$  - максимальная площадь деформации профиля скорости герметичной выработки и профиля выработки с негерметичностью;  $S_L$  - площадь деформации полей скорости на  $i$ -м расстоянии от негерметичности и герметичным профилем.

Полученные результаты для положительной и отрицательной негерметичности приведены на рис 3.9.

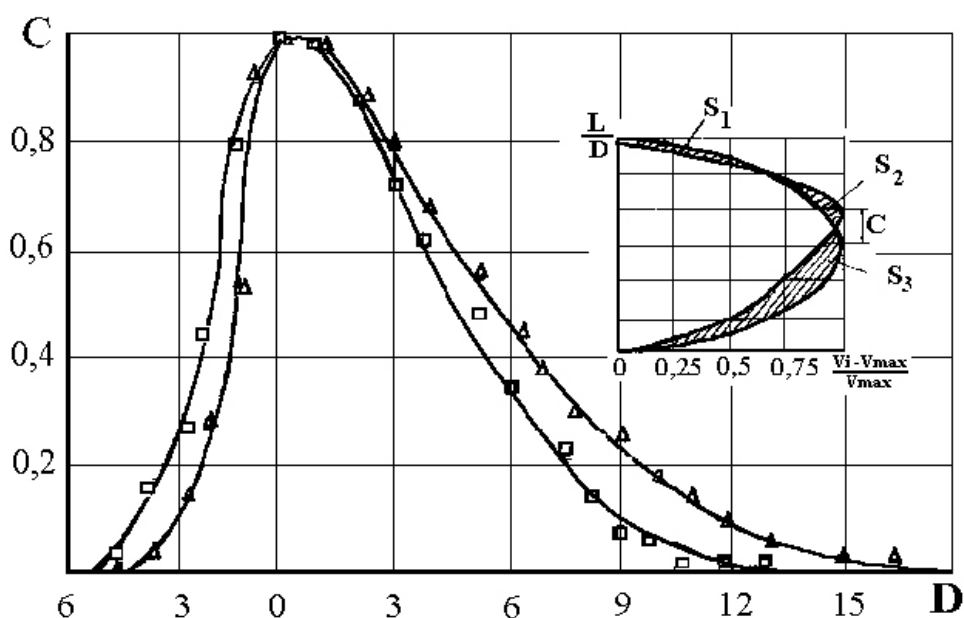


Рис. 3.9. Зависимость относительной величины деформации поля скорости от расстояния до негерметичности:

- ▷ - положительная негерметичность;
- ◻ - отрицательная негерметичность;
- ▨ - площадь деформации поля скорости ( $S=S_1+S_2+S_3$ )

В результате исследований установлено, что при положительной негерметичности интервал возмущения потока негерметичностью составил  $24d$  ( $6d$  - до негерметичности и  $18d$  за негерметичностью при коэффициенте расхода  $K=0,5$ ).

При отрицательной негерметичности общий интервал возмущения потока негерметичностью составил  $18d$ .



### 3.2.6. Аэродинамическое сопротивление негерметичных участков модели выработок

Первым этапом исследований явилось определение аэродинамического сопротивления герметичных рабочих участков. Коэффициенты аэродинамического сопротивления этих участков соответственно составляют:

- для модели выработки прямоугольного сечения (экспериментальная установка № I)  $\alpha \cdot 10^4 = 6,25 \text{ Нс}^2/\text{м}^4$ ;

- для модели горной выработки сводчатого сечения  $\alpha \cdot 10^4 = 9,85 \text{ Нс}^2/\text{м}^4$  (рис. 3.10).

Значения этих коэффициентов явились эталоном для сравнения с последними, полученными для негерметичных участков моделей выработок.

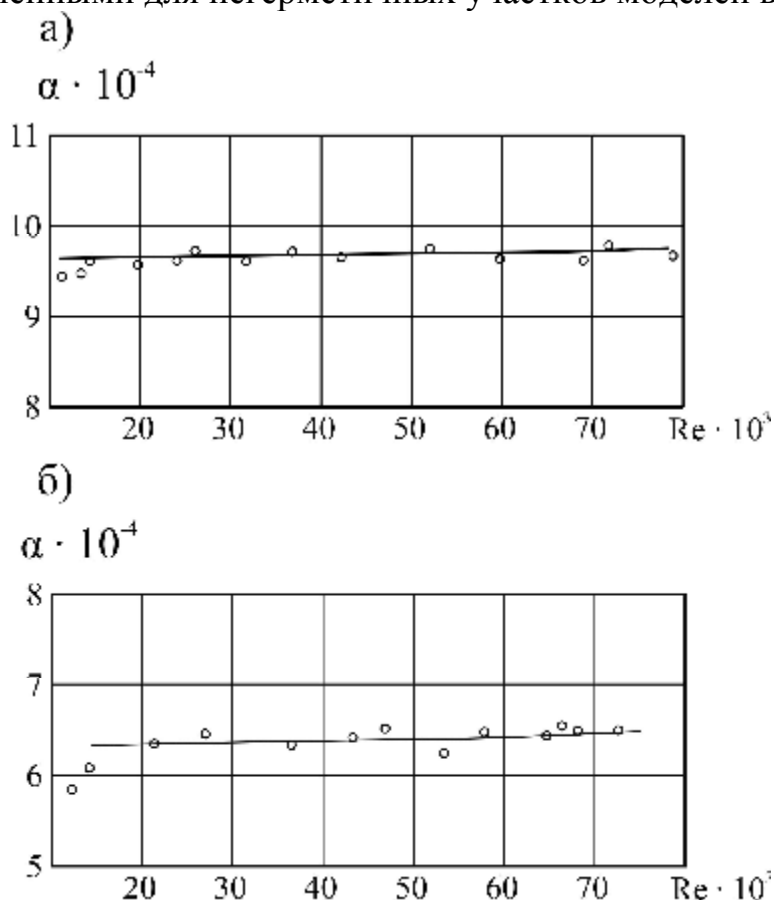


Рис. 3.10. Значения коэффициента аэродинамического сопротивления модели герметичной выработки (гладкие стенки):

а - сводчатое сечение;

б - прямоугольное сечение

На аэродинамической модели № 1 при различных скоростях воздушного потока, т.е. при различных числах Рейнольдса было проведено две серии опытов с положительной и отрицательной негерметичностью. В процессе работы изменялся материал пористой стенки за местом дискретной негерметичности, что позволило установить характер изменения

аэродинамических параметров модели выработки при различной ее воздухопроницаемости.

В результате обработки опытных данных (рис. 3.11), получена зависимость коэффициента аэродинамического сопротивления  $\alpha$  от степени негерметичности  $K$

$$\alpha \times 10^4 = 10,116 - 372,3 \times K^3 + 248,2 \times K^2 - 40,69 \times K,$$

коэффициент детерминации которой равен 0,98, что свидетельствует о существенной тесноте связи между факторным и результативным признаками для выборки [54].

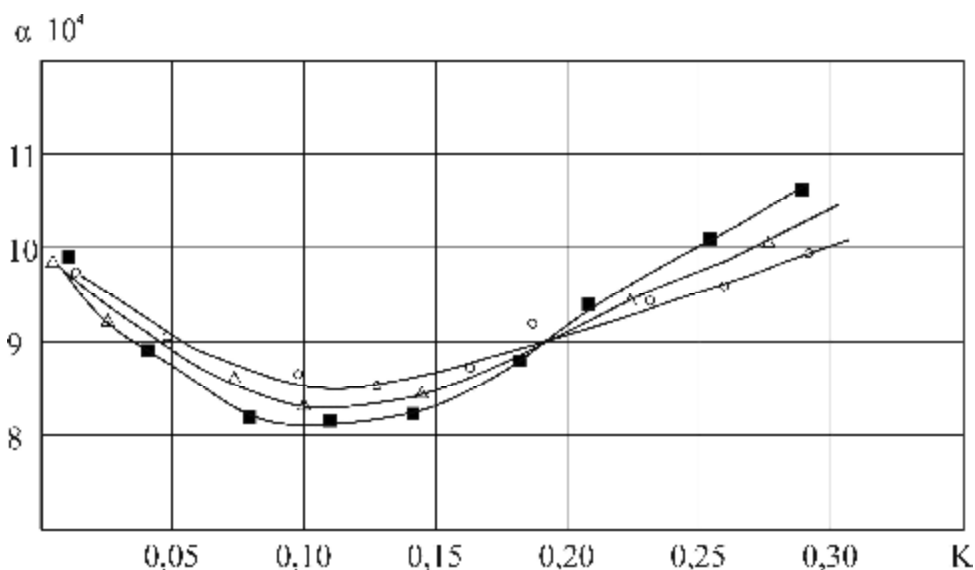


Рис. 3.11. Зависимость коэффициента  $\alpha$  от степени негерметичности выработки (гладкие стенки, утечки воздуха):

■ - при средней скорости потока  $V = 3$  м/с;

△ -  $V = 5$  м/с;

○ -  $V = 7$  м/с

Из рис. 3.11 видно, что при коэффициенте негерметичности  $0 < K < 0,1$  наблюдается снижение величины коэффициента аэродинамического сопротивления  $\alpha$  по сравнению с его величиной для герметичных выработок на 15, 20%. При увеличении  $K > 0,15$  происходит возрастание  $\alpha$ .

Уменьшение аэродинамического сопротивления происходит за счет разрушения пограничного турбулентного подслоя отводимым через элементы негерметичности воздухом.

Наибольшее снижение коэффициента  $\alpha$  наблюдается в интервале негерметичности  $0,05 > K > 0,1$ . Эта зона представляет существенный практический интерес.

Исследования, проведенные для выработок с положительной негерметичностью показали, что коэффициент аэродинамического сопротивления возрастает с увеличением скорости потока и с увеличением коэффициента  $K$ .

Применение при расчетах аэродинамического сопротивления значений  $a$ , полученных для герметичной выработки приводят к значительным расхождениям расчетного и действительного воздухораспределения на выемочном участке и в сети в целом.

В результате обработки экспериментальных данных методом наименьших квадратов получены эмпирические зависимости коэффициентов  $a$  для моделей выработок с негерметичностью :

- для выработок с отрицательной негерметичностью

-

$$a \times 10^4 = 3,8333 \frac{\alpha q_y}{\epsilon Q_1} 100 \frac{\delta}{\varnothing}^{0,157} + 9,884 ; \quad (3.23)$$

- для выработок с положительной негерметичностью

-

$$a \times 10^4 = 0,0012 \frac{\alpha q_y}{\epsilon Q_1} 100 \frac{\delta}{\varnothing}^{2,021} + 5,797 ; \quad (3.24)$$

Полученные значения коэффициентов  $a$  сведены в табл. 3.3 и приведены на рис. 3.12.

В результате обработки экспериментальных данных было установлено, что аэродинамическое сопротивление выработок с дискретной отрицательной негерметичностью возрастает с увеличением абсолютной величины негерметичности приближалась к его значениям для герметичных выработок [55].

Таблица 3.3.

Коэффициенты аэродинамического сопротивления негерметичной горной выработки при продольном калибре крепи - 3 (калибре шероховатости)

Коэффициент негерметичности выработки, К	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Коэффициент аэродинамического сопротивления при отрицательной негерметичности $a$	15,3	15,9	16,4	16,7	17	17,2	17,4	17,5	17,7
Тоже при положительной негерметичности, $a$	15,9	16,3	16,9	17,9	19	20,5	22,2	24,2	26,5

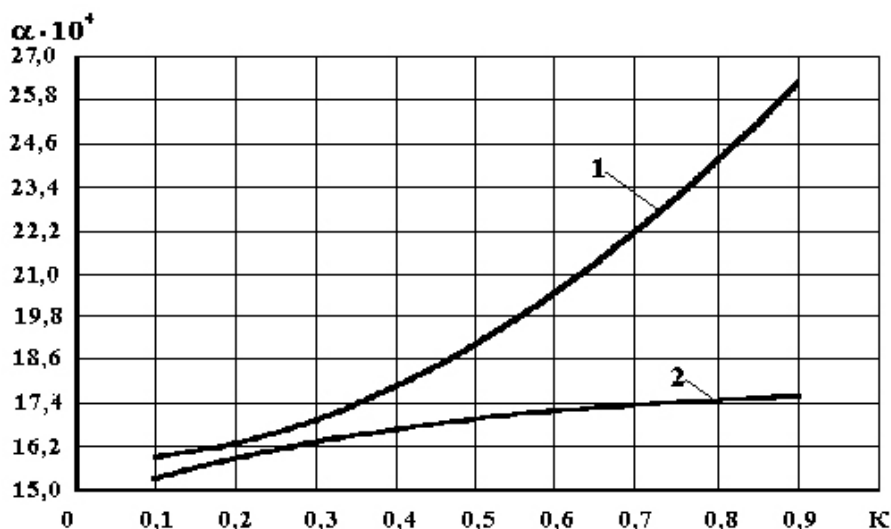


Рис. 3.12. Зависимость коэффициента аэродинамического сопротивления горной выработки от степени ее негерметичности для калибра крепи (калибра шероховатости) - 3:

- 1 - положительная негерметичность (притечки воздуха);
- 2 - отрицательная негерметичность (утечки воздуха)

Для внесения поправки при расчете депрессии горных выработок Кривбасса в основную расчетную формулу  $h=RQ^2$  целесообразно введение дополнительного коэффициента изменения депрессии от негерметичности  $Z$ , который учитывает изменение аэродинамического сопротивления при различной воздухопроницаемости вентиляционных перемычек, межрамных ограждениях и др.:

$$Z = \frac{R_{нг}}{R},$$

где  $R_{нг}$  - удельное сопротивление негерметичной выработки;  $R$  - удельное сопротивление герметичной выработки.

Рекомендованные значения коэффициентов  $Z$  приведены в табл.3.4.

Таблица.3.4.

Значения коэффициентов  $Z$

Коэффициент негерметичности выработки, К	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Z при отрицательной негерметичности	1,02	1,04	1,06	1,08	1,10	1,12	1,14	1,16	1,18
Z при положительной негерметичности	1,05	1,08	1,10	1,15	1,17	1,20	1,23	1,25	1,32

### 3.2.7. Влияние шероховатости негерметичных горных выработок на структуру турбулентных потоков

Исследования структуры турбулентных потоков производились на моделях выработок, закрепленных спецпрофилем типа СВП-27.

В процессе эксперимента изменялись продольный калибр крепи  $D=2-12$  и величина негерметичности выработки.

Ранее произведенные эксперименты показали, что максимальное значение коэффициента аэродинамического сопротивления  $a$  соответствует расстоянию между рамами крепи  $0,75$  м ( $D=6$ ).

Наименьшее значение коэффициента  $a$  соответствует крепи с расстоянием между рамами  $0,25$  м ( $D=2$ ).

Исследования, проведенные на моделях с различной степенью герметичности показали, что минимального значения коэффициент  $a$  достигает также при продольном калибре  $D=2$  (коэффициент негерметичности  $K>0$ ) и существенным образом не отличается от герметичных выработок (рис. 3.13).

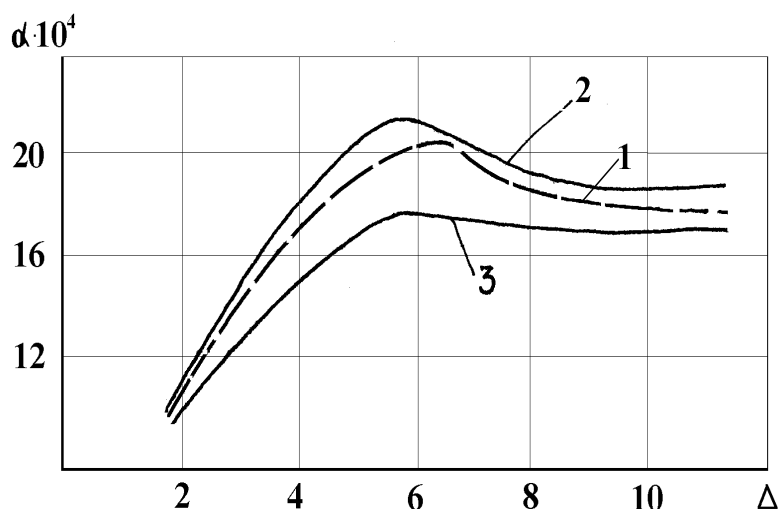


Рис. 3.13. Изменение коэффициента аэродинамического сопротивления горной выработки от продольного калибра крепи (утечки воздуха):

1 - герметичная выработка;

2 - выработка с коэффициентом негерметичности  $K = 0,3$ ;

3 -  $K=0,1$

При увеличении расстояния между рамами крепи, происходит расхождение значений коэффициентов сопротивления  $a$  выработки с отрицательной негерметичностью и герметичных. Максимальное снижение коэффициента ( $a \cdot 10^4 = 16,8$ ) при  $D = 6$  наблюдается при коэффициенте негерметичности  $K = 0,1$ .

При больших продольных калибрах с увеличением коэффициента негерметичности  $K > 0,3$  наблюдается некоторое понижение коэффициента  $a$  из-за уменьшения застойных зон в межрамном пространстве за счет эффекта "отсоса" воздуха (рис. 3.13).

При увеличении коэффициента негерметичности при малых продольных калибрах  $D$ , возникает обратный вихрь (рис 3.14.), который является дополнительным турбулизатором потока.

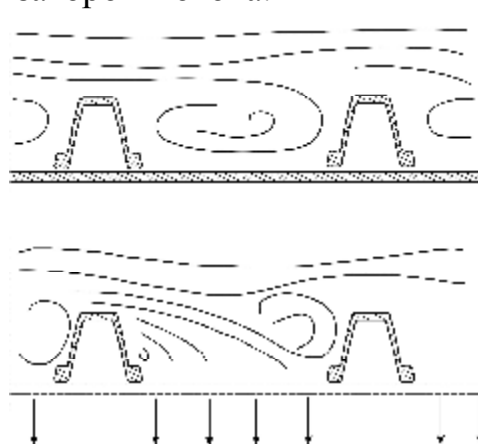


Рис. 3.14. Структура потока в турбулентной пристенной области

В герметичной горной выработке с большим продольным калибром возникает дополнительная турбулизация потока в застойных зонах, что требует больших расходов энергии движущегося потока воздуха и выражается в потерях напора. При негерметичности  $K > 0,3$  величина завихрений уменьшается, за счет большого расхода отводимого через негерметичность воздуха, что способствует снижению величины потерь энергии.

Натурные исследования негерметичных участков горных выработок не проводились ввиду их сложности, а иногда и невозможности реализации (короткие участки, загроможденные и деформированные сечения, работа скреперных установок и др.). Вместе с тем в работе определялось общее аэродинамическое сопротивление комплекса выработок выемочной панели в целом, где основной составной частью являются негерметичные выработки с дискретным характером негерметичности.

В частности, такими выработками являются аккумулярующие, доставочные и вентиляционные штреки и орты, удельный вес которых в выемочных панелях составляет 85-90%. Поэтому, в вентиляционных расчетах при проектировании или оперативном управлении вентиляций рекомендуется использовать данные полученные, в натуральных условиях, для более детальных расчетов и исследований необходимо использовать данные по аэродинамическому сопротивлению протяженных горных выработок полученные экспериментальным путем на моделях.

### **3.3. Разработка способа проветривания подземных горных выработок при проведении массовых взрывов**

На основании проведенных теоретических и экспериментальных исследований аэродинамических процессов в выработках очистных блоков и панелей и, в частности, в негерметичных горных выработках разработан способ активизации их проветривания [56].

Сущность этого способа заключается в следующем.

После производства взрывных работ в подземной выработке (рис.3.15), например в камере 1, все выработки, прилегающие к району взрыва, заполняются газообразными продуктами взрыва, а проветривание шахты осуществляют по существующей схеме, согласно которой свежий воздух по воздухоподающим выработкам откаточного горизонта 2, восстающим 3 и хозяйственному штреку 4 поступает в доставочную выработку 5 блока, вымывая из нее загрязненный продуктами взрыва воздух, который выводится из шахты по вентиляционной выработке 6 за счет общешахтной депрессии. Одновременно в воздушном потоке воздухоподающих выработок 2, 3, 4 контролируют содержание вредных и ядовитых продуктов взрыва и после полного их проветривания, когда концентрация газов достигнет допустимых величин, в доставочной выработке 5 блока устанавливают быстровозводимые воздухоразделяющие устройства 7, в результате чего восходящий поток чистого воздуха попадает в камеру 1 по выпускным дучкам 8, расположенным до воздухоразделяющих устройств 7 по ходу вентиляционной струи; через раздробленную горную массу 9, а нисходящий поток загрязненного воздуха отводят из камеры 1 через отбитую горную массу 9, по выпускным дучкам 10, расположенными за воздухоразделяющими устройствами 7, в доставочную выработку 5 и по вентиляционной выработке 6 за счет общешахтной депрессии удаляют из шахты.

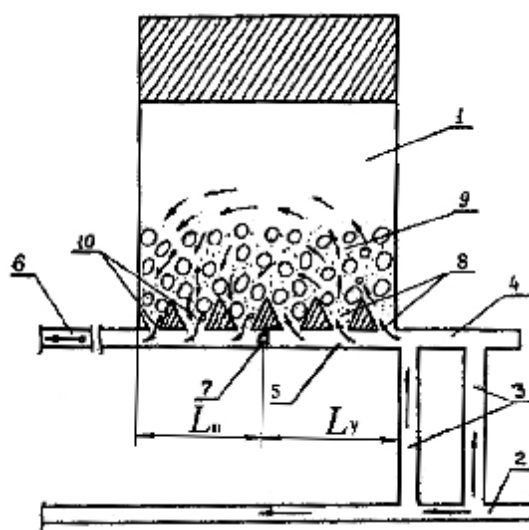


Рис. 3.15. Способ проветривания камеры после производства взрывных работ:

- 1 - камера;
- 2 - воздухоподающие выработки откаточного горизонта;
- 3 - восстающие;
- 4 - хозяйственный штрек;
- 5 - доставочная выработка блока;
- 6 - вентиляционная выработка;
- 7 - быстровозводимые воздухоразделяющие устройства;
- 8 - выпускные дучки;

9 - раздробленная горная масса;

10 - выпускные дучки

Место установки воздухоразделяющего устройства 7 (например быстровозводимая перемычка) определяется с учетом различия в аэродинамическом сопротивлении участков с положительной и отрицательной негерметичностью (рис. 3.12, табл. 3.3). Эффективность разработанного способа зависит также от фильтрационных характеристик обрушенной руды, которые могут быть приняты на основании исследований С.И. Луговского [2].

Применение данного способа позволяет существенным образом активизировать проветривание очистных блоков непосредственно после массовых взрывов и в процессе выпуска руды.

### **3.4. Выводы**

В результате выполненных исследований:

- дано теоретическое обоснование модели турбулентного движения воздушного потока в воздуховодах (горных выработках) с переменным расходом по длине;

- выполнены экспериментальные исследования на моделях аэродинамического сопротивления и структуры турбулентного потока в негерметичных горных выработках на моделях при различных значениях количественных и качественных их характеристик; получены значения коэффициентов аэродинамического сопротивления в зависимости от характера и степени негерметичности, калибре крепи и шероховатости;

- установлено, что негерметичные горные выработки как с равномерно распределенным так и с дискретным переменным расходом воздуха по длине при его утечках до 20% характеризуется меньшим на 15-20% по сравнению с герметичными аэродинамическим сопротивлением. Для аналогичных выработок с “подсосами” воздуха - наоборот установлено более высокое аэродинамическое сопротивление;

- установлена связь между деформацией поля скоростей воздушного потока в негерметичных горных выработках и изменением их аэродинамических характеристик;

- разработан способ проветривания горных выработок, очистных панелей, позволяющий повысить эффективность их вентиляции при учете разности в аэродинамическом сопротивлении участков выработок с утечками и притечками воздуха, что позволяет произвести точный расчет места установки вентиляционной перемычки с учетом различия аэродинамического сопротивления участков с утечками или притечками воздуха.



## ГЛАВА 4.

### РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ОБЩЕШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ РУДНИКОВ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

#### 4.1. Анализ аэродинамического качества вентиляционных систем рудников Кривбасса (на примере РУ им. С.М. Кирова)

Объединенная вентиляционная сеть рудоуправления (РУ) им. Кирова включает горные выработки четырех шахт (№1 и №2 им. Артема, им. Кирова и “Северная”) и является одной из наиболее сложных вентиляционных систем рудников Кривбасса. Это обстоятельство и предопределило необходимость выполнить анализ ее аэродинамического качества с целью как разработки практических рекомендаций по улучшению проветривания рудника на перспективный период (приложение Б), так и для обоснования необходимости и выбора исходных данных для разработки способа оперативного управления общешахтной вентиляцией рудников после массовых взрывов.

Вентиляционная система проветривается пятью главными вентиляторными установками (ГВУ), смонтированными у стволов шахт: “Вентиляционная - 2” (“В-2”), “Вентиляционная - 3” (“В-3”), “Вентиляционная - 4” (“В-4”) и “Южная-Вентиляционная” (“Ю-В”). Шахта “Ю-В” оснащена ГВУ типа ВЦ - 5: с частотой вращения рабочего колеса  $n=300$  об/мин, а остальные шахты – ГВУ типа ВРЦ – 4,5 при  $n=500$  об/мин.

Способ проветривания шахт РУ нагнетательно-всасывающий. На нагнетание работают ГВУ “В-3” и “В-4”, а на всасывание – “В-1”, “В-2” и Ю-В.

Оснащение вентиляционной системы указанными ГВУ производилось постепенно по мере ее развития и углубления горных работ.

Кроме стволов, оснащенных ГВУ, в качестве воздухоподающих используются стволы шахт “Кирова - Клетевая”, “№1 им. Артема” соответственно до гор. 1045 и 1135 м и “Северная” до гор. 865 м, а в качестве воздухоподающих – два параллельных наклонных ствола протяженностью 3000 м шахты “№2 им. Артема”, оснащенных ленточными конвейерами и служащих для выдачи на поверхность всей добываемой руды.

Анализ состояний проветривания выполнен по материалам комплексных обследований вентиляционной системы шахт РУ в процессе производства воздушно-депрессионных съемок (ВДС) Криворожским ВГСО ВДС в 1982-1990 г.г.

Выбор указанного периода для анализа обусловлен рядом обстоятельств:

- переход к разработке этажами высотой 90 м (ранее была 75 м);
- ввод последней из ныне действующих ГВУ (“В-4”);
- устранение в этот период аэродинамической связи горных работ с поверхностью через зоны обрушения;
- относительная стабильность других производственно-технических показателей по руднику;
- проведением Днепропетровским горным институтом (ДГИ) опытных работ по апробации методики оптимального регулирования распределения воздуха в шахтной вентиляционной сети РУ им. Кирова.

Цель анализа - получить систематизированные показатели, характеризующие эволюцию вентиляционной системы и разработать меры по совершенствованию ее функционирования.

Основные показатели вентиляции шахт РУ им. Кирова в период 1982-1990 г.г. представлены в табл. 4.1. В эти годы были проведены четыре ВДС.

За анализируемый период отмечен рост в два раза аэродинамического сопротивления вентиляционного направления по ГВУ “В-1” и в 1,5 – по В-3”.

Из табл. 4.1. следует, что наименьшее аэродинамическое сопротивление имеет вентиляционное направление, на которое работает ГВУ “В-4”. Это обусловлено тем, что вентиляционный ствол шахты “В-4” сооружен до гор. 775 м, в то время как ствол шахты “В-1” - до гор. 475 м, а “В-2” и “В-3” - до гор. 550 м.

Таблица 4.1.

Показатели вентиляции шахт РУ им. Кирова в период 1982-1987 г.г.

Наименование показателей	Значение показателей по ВДС			
	1982	1984	1987	1987
Аэродинамическое сопротивление вентиляционных направлений по ГВУ, Нс <sup>2</sup> /м <sup>8</sup> :				
“В-1”	0,034	0,062	0,050	0,059
“В-2”	0,024	0,030	0,025	0,023
“В-3”	0,012	0,015	0,009	0,018
“В-4”	0,033	0,010	0,014	0,011
“Ю-В”	0,120	0,098	0,162	0,118
Подача ГВУ, м <sup>3</sup> /с:				
нагнетательных	818	813	893	850
всасывающих	1129	1023	976	1074
Количество подаваемого воздуха, м <sup>3</sup> /с:				
всего (по стволам)	1101	1025	968	1089
на горные работы	927	814	748	815
Утечки воздуха:				
внешние (в % к подаче ГВУ)	10,6	9,9	8,7	8,4
внутренние (в % к поступающему по стволам воздуху):				
вне блоков	-	20,6	22,7	25,1
внутриблочные	-	5,1	5,8	5,5
всего	-	25,7	28,5	30,6
Обеспеченность забоев воздухом по шахтам (в % к расчетному):				
им. Кирова	-	88	94	102
№1 им. Артема	-	84	99	87
“Северная”	-	87	84	85
по рудоуправлению	-	86	92	92
Потребляемая ГВУ мощность:				
общая, тыс. кВт	11,18	10,76	8,97	11,68
удельная, кВт/м <sup>3</sup>	12,1	13,2	11,9	14,3

В дальнейшем по каждому вентиляционному направлению вместо углубки указанных стволов с горизонта на горизонт и со смещением в сторону рудной залежи проходились группы вентиляционных восстающих, которые создают более высокое аэродинамическое сопротивление, чем стволы.

Аэродинамическое сопротивление вентиляционного направления ГВУ “В-1” почти вдвое выше, чем “В-2”. Это связано с тем, что направление “В-2”, начиная с гор. 700 м, имеет более разветвленную вентиляционную сеть за счет подсоединения к нему посредством диагонального квершлага гор. 700 м комплекса шахты “Слепая-Рудоподъемная” и наклонных стволов второй очереди шахты “Артем-2”. То же относится и к ГВУ “В-3”, которая используется не только для проветривания горных работ, но и наклонных стволов первой очереди шахты “Артем-2”.

Наибольшим аэродинамическим сопротивлением обладает направление “Ю-В”. Оно на порядок выше, чем у вентилятора “В-4” и в два раза больше, чем у “В-1”. Объясняется это тем, что шахта “Ю-В” наиболее удалена от горных работ и по этому направлению проходило вдвое меньше восстающих по мере строительства новых горизонтов.

Особенность аэродинамической характеристики установленного на шахте “Ю-В” вентилятора ВЦ-5 и высокое аэродинамическое сопротивление вентиляционного направления, на которое работает этот вентилятор, позволяет сделать вывод о бесперспективности дальнейшего использования ГВУ “Ю-В” для проветривания горных работ. Целесообразно рассмотреть возможность использования его для проветривания объектов, расположенных в южной части шахтного поля, к которым можно отнести разгрузочные руддворы гор. 700 м и комплекс шахты “Слепая-Рудоподъемная”.

Вызывает интерес и возможность переориентации ГВУ “В-2” только для проветривания горных работ. Это неизбежно повлечет рост аэродинамического сопротивления рассматриваемого направления, но можно ожидать и увеличения поступления воздуха на горные работы.

Вентиляционное направление ГВУ “В-4” в наибольшей степени приближено к горным работам, причем на участке рудной залежи с наибольшей мощностью. Наличие открытой связи этого направления с воздухоподающими стволами шахт делает проблематичным эффективное использование ГВУ “В-4”. В долгосрочном плане работ по совершенствованию проветривания рудника представляется целесообразным рассмотреть вопрос использования вентилятора “В-4” в режиме всасывающей установки.

В анализируемый период наблюдается устойчивое превышение подачи всасывающих вентиляторов над нагнетательными (в среднем на  $250 \text{ м}^3/\text{с}$ ). Это

указывает на то, что проектирование главных стволов шахт нейтральными в вентиляционном отношении нереализуемо на практике. При вводе в эксплуатацию нового ствола шахты “Восточная” произойдет естественное перераспределение воздуха между стволами, причем поступление воздуха по новому стволу следует ожидать в большем количестве, чем по другим воздухоподающим стволам. Это ставит задачу оснащения шахты “Восточная” достаточно мощной калориферной установкой.

За последние годы количество подаваемого в шахты воздуха составило  $1046 \text{ м}^3/\text{с}$  с отклонением по годам съемом на величину от 23 до  $78 \text{ м}^3/\text{с}$ . Здесь наблюдается устойчивая тенденция более быстрого роста указанного воздуха по сравнению с расходом воздуха, поступающим на горные работы. Весьма примечательно и то, что фактический расход воздуха на горные работы в анализируемый период всегда превышал расчетный (рис. 4.1).

Анализируя утечки воздуха (см. табл. 4.1) следует отметить относительно низкий уровень внешних утечек (9-10%), что сопоставимо с нормируемыми величинами. Что касается внутренних утечек, то наблюдается тенденция их роста как в абсолютном, так и в относительном выражении (рис. 4.2).

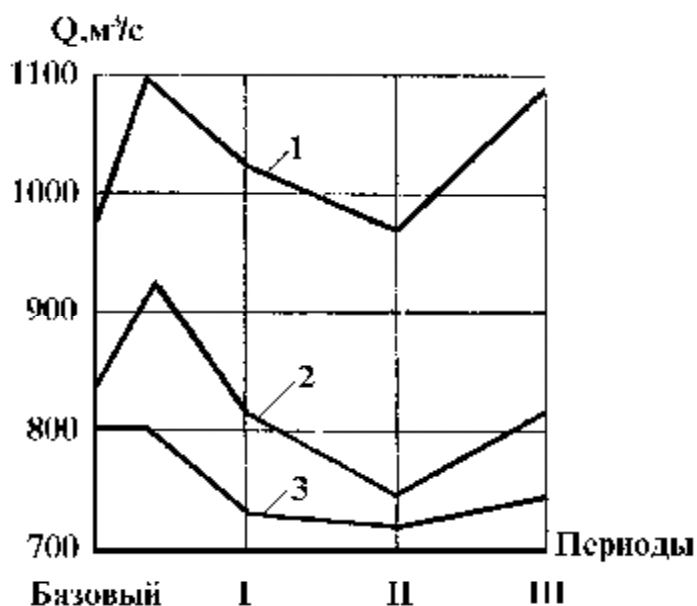


Рис. 4.1. Расход воздуха по вентиляционной системе:

- 1 - всего;
- 2,3 - на горные работы;
- 2 - фактический;
- 3 - рекомендуемый

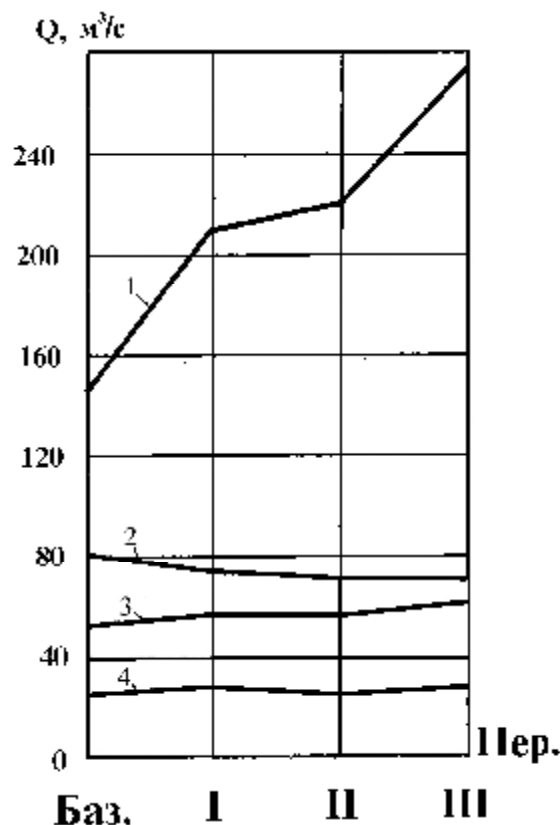


Рис. 4.2. Утечки воздуха в вентиляционной сети:

- 1 и 2 - вне блоков;
- 1 - фактические;
- 2 - нормативные;
- 3 и 4 - внутриблочные;
- 3 - фактические;
- 4 - нормативные.

Если внутриблочные утечки достаточно стабильны и составляют 5-6% от количества поступающего в шахты воздуха, то рост внутренних утечек в целом за исследуемый период с 26 до 31% обусловлен увеличением утечек воздуха через вентиляционные сооружения вне блоков. Внутриблочные утечки примерно в два, а общие в 2-3 раза превышают нормативные.

Несмотря на то, что к горным работам поступает больше воздуха, чем требуется по расчету, вследствие диспропорции в его распределении и утечек воздуха, обеспеченность забоев воздухом в целом по руднику в последние годы составляет 92%, причем наблюдается тенденция к улучшению проветривания забоев шахты им. Кирова, расположенных вблизи всасывающих вентиляторов “В-1” и “В-2”, и прогрессирующее ухудшение воздухообеспечения шахт №1 им. Артема и “Северная”, горные работы которых смещаются на северное крыло рудной залежи и удаляются от воздухоподающих стволов. Если же рассмотреть проветривание забоев с оптимальной по пылевому фактору скоростью движения воздуха, то их обеспеченность по этому фактору не превышает 70%.

Энергетические показатели функционирования вентиляционной системы указывают на рост общей мощности потребляемой ГВУ и удельной мощности на 1 м<sup>3</sup> воздуха, подаваемого к горным работам. Последняя возросла за последнее десятилетие на 18%.

Анализ результатов съемки 1987 г. показывает, что по сравнению с предшествующим и последующими годами наблюдается улучшение показателей работы вентиляционной системы. Значительно меньшими были подачи ГВУ, поступление воздуха к горным работам, затраты общей и удельной мощности на проветривание, а обеспеченность забоев воздухом не ухудшилась.

Это связано с тем, что в 1986 г. ДГИ выполнялись работы по определению эффективных режимов работы ГВУ, результаты которых были использованы на руднике.

На основании выполненного анализа при оперативном управлении проветриванием и проектировании вентиляции рудника на перспективный период необходимо решать задачи:

- уменьшения аэродинамического сопротивления вентиляционных направлений ГВУ “В-1” и “Ю-В”;
- сокращения внутренних утечек воздуха путем совершенствования существующих и установки новых вентиляционных сооружений;
- управления потокораспределением по основным вентиляционным направлениям и в системе выработок действующих блоков;
- по разработке способа оперативного управления общешахтной вентиляцией при совместной работе шахтных вентиляторов после взрывных работ.

Первые три задачи решаются силами рудника общеизвестными методами. Решение же задачи оперативного управления общешахтной вентиляцией при совместной работе нескольких вентиляторов в режиме активизации проветривания рудника после массовых взрывов [80] приведено ниже.

#### **4.2. Разработка способа оперативного управления общешахтной вентиляцией при совместной работе шахтных вентиляторов после массовых взрывов**

Способ выбора режима совместной работы шахтных вентиляторов включает изменение их подачи и измерение расхода воздуха на участке [57, 58, 60, 61]. При этом устанавливаются режимы работы вентиляторов, обеспечивающие возможность увеличения и уменьшения их производительности на 10-15% от расчетной путем изменения их входных регулируемых параметров (ВРП). У шахтных вентиляторов такими параметрами являются частота вращения рабочего колеса и углы установки лопаток направляющего аппарата или рабочего колеса. Значения ВРП вентиляторов, соответствующие этим режимам их работы, обозначают  $x_{j_0}$  и называют основными уровнями. В зависимости от количества вентиляторов  $k$

выбирают план-матрицу проведения опытов двухуровневого факторного эксперимента, предусматривающего установку ВРП на верхнем

$$x_{jB} = x_{j0} + Dx_j$$

или нижнем

$$x_{jH} = x_{j0} - Dx_j$$

уровнях относительно основного. Шаг варьирования ВРП для каждого вентилятора  $Dx_j$  выбирают по совмещенной аэродинамической характеристике вентилятора и вентиляционной сети таким образом, чтобы обеспечить изменение производительности вентиляторов на 10-15%.

В соответствии с планом проведения опытов увеличивают или уменьшают производительность вентиляторов на указанный шаг, измеряя в каждом опыте полученные значения расхода воздуха, поступающего на участок ведения взрывных работ в установившемся режиме проветривания (после окончания переходных аэродинамических процессов).

По результатам всех опытов определяют среднее значение расхода воздуха на участке ведения взрывных работ  $Q_{cp}$  и коэффициенты влияния работы вентиляторов  $b_j$  на эффективность проветривания этого участка

$$Q_{cp} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n Q_i, \quad (4.1)$$

$$b_j = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_{ji} Q_i, \quad (4.2)$$

где  $n$  - число опытов;  $i$  - порядковый номер опыта;  $j$  - номер вентилятора;  $x_{ji}$  - кодированное значение ВРП, равное  $x_{j0} = 0$  для основного уровня,  $x_{jB} = +1$  для верхнего и  $x_{jH} = -1$  для нижнего;  $Q_i$  - расход воздуха, поступающего на участок ведения взрывных работ в опытах.

С учетом знаков коэффициентов  $b_j$  вычисляют значения коэффициентов пропорциональности для каждого вентилятора по формулам

$$m_j = \frac{x_{j_{\max}} - x_{j0}}{b_j \cdot Dx_j}, \quad (\text{при } b_j > 0) \quad (4.3),$$

или

$$m_j = \frac{x_{j_{\min}} - x_{j0}}{b_j \cdot Dx_j}, \quad (\text{при } b_j < 0) \quad (4.4),$$

где  $x_{j_{\max}}$ ,  $x_{j_{\min}}$  - максимальное и минимальное значения ВРП вентиляторов в натуральных величинах. Из полученных значений коэффициентов пропорциональности выбирают наименьшее  $m_{j_{\min}}$  и определяют искомые значения ВРП каждого вентилятора

$$x_j = x_{j0} + b_j Dx_j m_{j_{\min}}, \quad (4.5)$$

после чего рассчитывают ожидаемый расход воздуха на участке ведения взрывных работ

$$Q = Q_{cp} + \sum_{j=1}^k \frac{x_j - x_{j0}}{Dx_j} \cdot \alpha_j, \quad (4.6)$$

где  $k$  - количество регулируемых вентиляторов.

Далее изменяют режимы работы вентиляторов, устанавливая их входные регулируемые параметры в найденные положения  $X_j$ , обеспечивающие максимальный расход воздуха на участке ведения взрывных работ.

Для реализации предлагаемого способа по схеме вентиляции шахты определяют горные выработки, по которым воздух подается на участок ведения взрывных работ или отводится из него в исходящую струю. Непосредственно в горных выработках намечают пункты контроля расхода воздуха. В зависимости от числа вентиляторов (согласно табл. 4.2 или табл. 4.3) выбирают план проведения факторного эксперимента в кодированных значениях ВРП.

Таблица 4.2.

Планы многофакторных экспериментов для 2-х и 3-х регулируемых вентиляторов.

Номера опытов $i$	Кодированные значения ВРП вентиляторов $x_{ji}$		
	$x_{1i}$	$x_{2i}$	$x_{3i}$
1	-1	-1	+1
2	+1	-1	-1
3	-1	+1	-1
4	+1	+1	+1
Количество вентиляторов	2	3	

Таблица 4.3.

Планы многофакторных экспериментов при количестве регулируемых вентиляторов от четырех до семи.

Номера опытов $i$	Кодированные значения ВРП вентиляторов $x_{ji}$						
	$x_{1i}$	$x_{2i}$	$x_{3i}$	$x_{4i}$	$x_{5i}$	$x_{6i}$	$x_{7i}$
1	-1	-1	-1	+1	+1	+1	-1
2	+1	-1	-1	-1	-1	+1	+1
3	-1	+1	-1	-1	+1	-1	+1
4	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1
5	-1	-1	+1	+1	-1	-1	+1
6	+1	-1	+1	-1	+1	-1	-1
7	-1	+1	+1	-1	-1	+1	-1
8	+1	+1	+1	+1	+1	+1	-1
Количество вентиляторов		4	5	6	7		



По совмещенным аэродинамическим характеристикам вентиляторов и вентиляционной сети, на которую они работают, для каждого вентилятора устанавливают основные уровни  $x_{j0}$  и шаг изменения ВРП  $\Delta x_j$  в опытах. Вычисляют натуральные значения ВРП вентиляторов для верхних и нижних уровней плана эксперимента  $x_{jB}$ ,  $x_{jH}$ .

С учетом переходных аэродинамических процессов в шахтной вентиляционной сети, продолжительность которых не превышает 15 мин, составляют план-график проведения эксперимента с указанием времени перевода вентиляторов на новые режимы работы и интервалов времени измерения расходов воздуха в выработках. Согласно плану-графику изменяют режимы работы вентиляторов и в каждом опыте измеряют расход воздуха в выработках участка взрывных работ. Затем по формулам (4.1)...(4.6) вычисляют средний расход поступающего на участок воздуха  $Q_{cp}$ , коэффициенты  $b_j$  и  $m_j$ , искомые значения ВРП вентиляторов  $x_j$  и ожидаемый расход воздуха  $Q$  на участке ведения взрывных работ. При производстве взрывных работ устанавливают ВРП вентиляторов в необходимые положения, а после удаления из выработок участка продуктов взрыва переводят вентиляторы в исходные (нормальные) режимы их работы.

Например, рудник проветривается двумя вентиляторами. Режим работы одного из них регулируется частотой вращения рабочего колеса, а второго - углом установки лопаток направляющего аппарата.

План проведения опытов при двух регулируемых вентиляторах ( $k = 2$ ) представлен в табл. 4.4.

Таблица 4.4.

План проведения опытов при двух регулируемых вентиляторах

Номера опыта $i$	Кодированные значения ВРП вентиляторов	
	$x_{1i}$	$x_{2i}$
1	-1	-1
2	+1	-1
3	-1	+1
4	+1	+1

При существующем на руднике режиме проветривания горных работ расчетные значения ВРП вентиляторов составляют  $x_{1p} = 500$  об/мин,  $x_{2p} = 10^\circ$ , а расход воздуха на участке 38 м/с.

По аэродинамической характеристике установлено, что для изменения производительности первого вентилятора на 12% необходимо изменить частоту вращения его рабочего колеса на 60 об/мин, а второго - угол установки лопаток направляющего аппарата на  $7^\circ$ .

Существующие режимы работы вентиляторов позволяют изменять их производительность в большую и меньшую стороны на требуемый шаг. Поэтому эти режимы и соответствующие им значения ВРП принимаем а качестве основных уровней  $x_{10} = 500$  об/мин и  $x_{20} = 10^\circ$ .

Ввиду того, что в применяемых на шахте вентиляторах указатель угла установки лопаток направляющего аппарата проградуирован через  $10^\circ$ . а указатель частоты вращения - через  $50 \text{ мин}^{-1}$ , для удобства проведения опытов и уменьшения погрешностей при установке ВРП в определенные положения принимаем шаг изменения ВРП первого вентилятора  $Dx_1 = 50 \text{ об/мин}$ , а второго -  $Dx_2 = 10^\circ$ . Тогда значения ВРП вентиляторов при установке их на верхних уровнях составят

$$x_{1B} = x_{10} + Dx_1 = 500 + 50 = 550 \text{ об/мин};$$

$$x_{2B} = x_{20} + Dx_2 = 10^\circ + 10^\circ = 20^\circ.$$

а на нижних уровнях

$$x_{1H} = x_{10} - Dx_1 = 500 - 50 = 450 \text{ об/мин};$$

$$x_{2H} = x_{20} - Dx_2 = 10^\circ - 10^\circ = 0^\circ.$$

Для рассматриваемого примера план-график проведения опытов представлен в табл. 4.5

При реализации плана расход поступающего на объект воздуха измеряли в трех выработках и в сумме по каждому опыту он составил  $Q_1=42 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $Q_2 = 36 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $Q_3 = 34 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $Q_4 = 27 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Таблица 4.5.

#### План - график проведения опытов

Номер опыта $i$	Время ; час, мин.		Значение ВРП в опытах	
	Изменения режима	Измерения	Вентилятор 1	Вентилятор 2
		расхода воздуха	$x_{1j}$ , об/мин	$x_{2j}$ , град
1	8.00	8.15-8.30	450	0
2	8.30	8.45-9.00	550	0
3	9.00	9.15-9.30	450	20
4	9.30	9.45-10.00	550	20

Исходные данные для вычислений  $Q_{cp}$ . коэффициентов  $b_j$  и промежуточные расчеты представляют по фирме табл. 4.6

Таблица 4.6.

#### Исходные данные для вычислений $Q_{cp}$ , коэффициентов $b_j$

Номер опыта $i$	$Q_j$ $\text{м}^3/\text{с}$	Значения $x_{ji} Q_j$ для вентиляторов	
		1	2
1	42	-42	-42
2	36	+36	-36
3	34	-34	+34
4	27	+27	+27
Общая сумма	139	-13	-17

В результате расчетов по формулам (1) и (2) получено  $Q_{cp} = 34.75 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $b_1 = - 3.25$  и  $b_2 = - 4,25$ .

Ввиду того что коэффициенты  $b_1$  и  $b_2$  получены с отрицательным знаком, расчет коэффициентов пропорциональности  $m_j$  выполняют по формуле (4.4). По аэродинамическим характеристикам вентиляторов определяют минимальные предельные значения их ВРП ( $x_{1, \text{мин}} = 300$  об/мин и  $x_{2, \text{мин}} = 20^\circ$ ).

$$\text{Тогда } m_1 = \frac{300 - 500}{- 3.25 \times 50} = 1.23; \quad m_2 = \frac{- 20 - 10}{- 4.25 \times 10} = 0.70.$$

Расчетные значения ВРП вентиляторов получают по формуле (4.5)

$$x_1 = 500 + (- 3.25) \cdot 0.7 \cdot 50 = 386 \text{ об/мин}; \quad x_2 = 10 + (- 4.25) \cdot 0.7 \cdot 10 = - 20^\circ$$

Ожидаемый расход воздуха на проветриваемом объекте определяют по формуле (4.6)

$$Q = 34.75 + (- 3.25) \frac{386 - 500}{50} + (- 4.25) \frac{- 20 - (+10)}{10} = 69 \text{ м}^3/\text{с},$$

Таким образом, расход поступающего на участок воздуха увеличивается в 1,8 раза по сравнению с исходным режимом.

### 4.3. Выводы

В результате проведенных исследований:

- получены систематизированные показатели, характеризующие эволюцию вентиляционной системы и позволяющие разрабатывать меры по дальнейшему совершенствованию ее функционирования;
- установлены аэродинамические параметры основных вентиляционных направлений, позволяющие более достоверно определять режимы работы вентиляторов главного проветривания;
- установлено, что изменения входных регулируемых параметров (ВРП) вентиляторов обеспечивают возможность увеличения и уменьшения их подачи на 10-15% от расчетной;
- получена математическая модель режимов совместной работы вентиляторов главного проветривания позволяющая корректировать режимы работы вентиляторов в соответствии с изменениями происходящими в вентиляционной сети;
- разработан способ выбора режима совместной работы шахтных вентиляторов, который включает изменение их подачи и измерение расхода воздуха на участке.

## ГЛАВА 5.

### РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ПО ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ БЛОКОВ

#### 5.1. Разработка вентиляционных устройств повышенной устойчивости от воздействия ударной волны при массовых взрывах

Целью разработки этой вентиляционной перемычки явилось повышение эффективности гашения ударной воздушной волны за счет оригинальности ее конструкции и применения нетрадиционных материалов [59]. Так, материалом для сооружения этой перемычки являются отработавшие свой ресурс автомобильные шины, что значительно удешевляет ее изготовление.

На рис. 5.1 представлена перемычка для гашения ударной воздушной волны.

Перемычка включает несколько перекрывающих поперечное сечение выработки вертикальных секций 1 из соединенных между собой с помощью гибких связей 2 автомобильных шин 3.

Внутренние полости 4 автомобильных шин 3 заполнены водой 5. Гибкие связи 2 выполнены из мелкозвенной цепи или бывшего в употреблении троса (от скреперной лебедки).

Вертикальные секции 1 расположены в два ряда 6 и 7, при этом ряд 6 смещен относительно ряда 7 на расстояние  $a$ , меньше диаметра автомобильной шины 3, и установлен с возможностью образования выступов 8 со стороны действия ударной воздушной волны. Вертикальные секции 1 ряда 6 расположены между вертикальными секциями 1 ряда 7.

Связь перемычки со стенками 9 горной выработки осуществляется посредством установки в углубления (не показано) между боковыми вертикальными секциями 1 и стенками 9 горной выработки фиксаторов 10 в виде деревянных клиновидных распилов высотой, равной высоте перемычки.

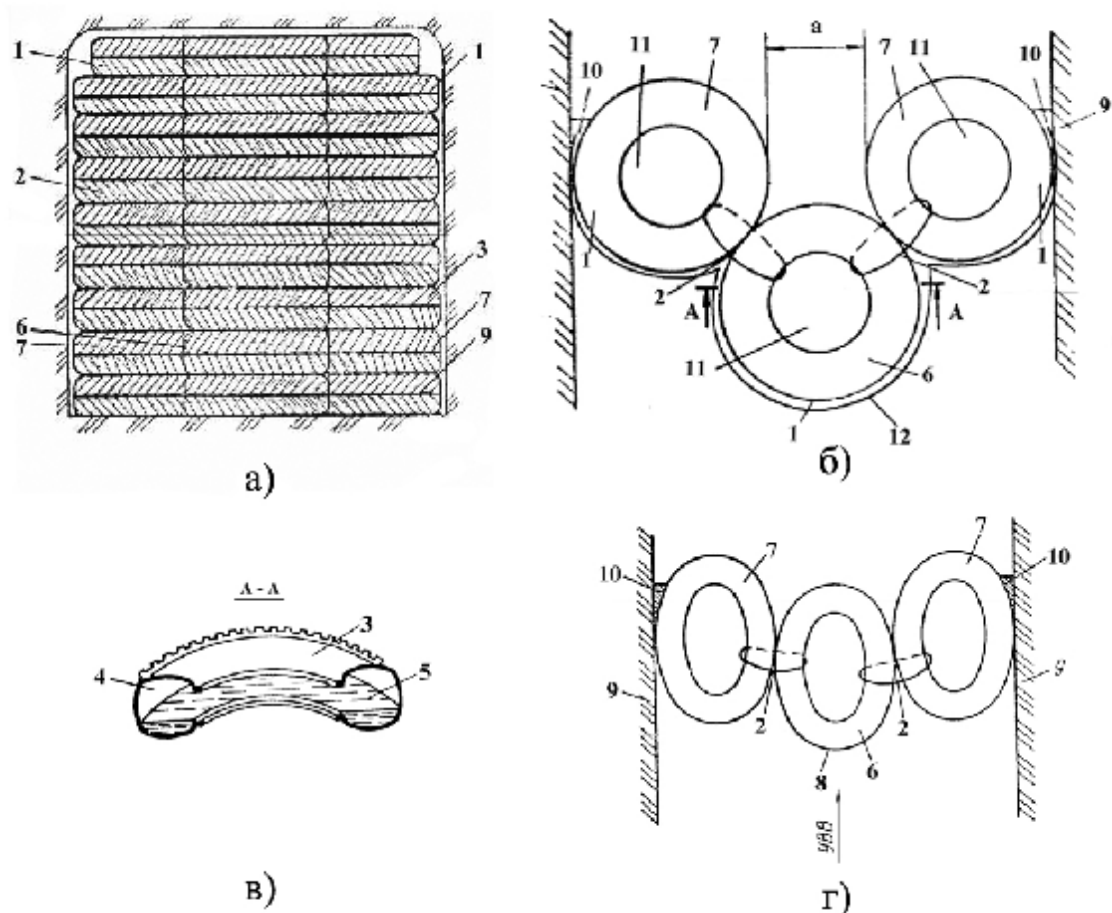


Рис. 5.1. Конструкция вентиляционной перемычки, устойчивой к ударной волне:

- а – общий вид, со стороны действия ударной воздушной волны;
- б – схема установки перемычки;
- в – разрез А-А на фиг.б;
- г – взаимное расположение элементов перемычки при действии на нее ударной воздушной волны.

При монтаже перемычки гибкую связь 2 пропускают в центральное отверстие 11 автомобильных шин 3 соседних вертикальных секций 1 рядов 6 и 7 и затягивают петлей, затем свободный конец гибкой связи 2 по мере воздействия перемычки огибают поочередно по автомобильным шинам 3 с внешней стороны и пропускают через отверстие 11 в каждой последующей автомобильной шине 3 без перекрещивания так, чтобы связью в форме спирали охватить автомобильные шины 3 крайних вертикальных секций ряда 7 и вертикальных секций 1 ряда 6. Конец гибкой связи 2 в верхнем ряду затягивают петлей вокруг автомобильных шин 3. По мере возведения каждого ряда автомобильных шин 3 внутреннюю полость 4 заполняют водой 5. После установки всех автомобильных шин 3 между крайними секциями 1 ряда 7 и стенками 9 выработки вставляют клиновые фиксаторы 10.

Перемычка для гашения ударной воздушной волны работает следующим образом.

Ударная воздушная волна, распространяясь по горной выработке, передает динамическую нагрузку на выступ 8 раньше, чем на вертикальные секции 1 ряда 7. Клиновой фиксатор 10 предупреждает проскальзывание автомобильных шин 3 между стенками 9 выработки. Энергия ударной воздушной волны затрачивается на преодоление упругих свойств автомобильных шин 3, на стремление переместить вдоль выработки и опрокинуть перемычку и на диспергирование воды 5.

Для улучшения свойств вентиляционной перемычки в конструкцию её рекомендуется закладывать герметизирующую пленку 12.

## **5.2. Разработка вентиляционной перемычки самовосстанавливающейся после воздействия ударной воздушной волны в горной выработке**

Целью разработки этой вентиляционной перемычки является повышение надежности ее работы за счет самовосстановления ее после воздействия ударной волны и снижение материалоемкости вентиляционного сооружения [62, 63].

Шахтная взрывоустойчивая перемычка “Лотос” (рис. 5.2) содержит исполнительный орган 1, выполненный из воздухонепроницаемого материала, поперечных 2 и продольных 3 лент упрочняющего каркаса, закрепленных на внешней поверхности полотнища с концевыми петлями 4, к которым со стороны основания присоединены элементы крепления, а со стороны зубчатого контура, упрочненного лентой 5, к петлям 6 присоединены стропы 7 управления, концы которых посредством разъемного соединительного устройства 8 соединены с амортизатором 9 из отдельных эластичных шнуров, свободные концы которых собраны в узел 10 и закреплены в выработке после предварительного натяжения.

Перемычка работает следующим образом:

Полотнище исполнительного органа перемычки 1 через петли 4, посредством элементов крепления равномерно закрепляется по периметру горной выработки. Под действием воздушного потока со скоростью  $V$  полотнище 1 перемычки разворачивается и все устройство растягивается вдоль выработки (рис. 5.2, а).

Для перекрытия проходного сечения выработки узел 10 соединения шнуров амортизатора 9 перемещают на встречу потоку  $V$  на противоположную сторону относительно места крепления исполнительного органа перемычки. При этом края зубчатого контура, увлекаемые амортизационными шнурами 9, через разъемное соединительное устройство 8, стропы 7 управления и петли 6 начинают заворачиваться внутрь к центру сечения выработки и постепенно перекрывают его полностью.

В таком положении амортизационные шнуры 9, находясь в растянутом состоянии, за свободные концы, собранные в узел 10, крепятся в горной выработке. В закрытом положении перемиычка показана на рис. 5.2, в.

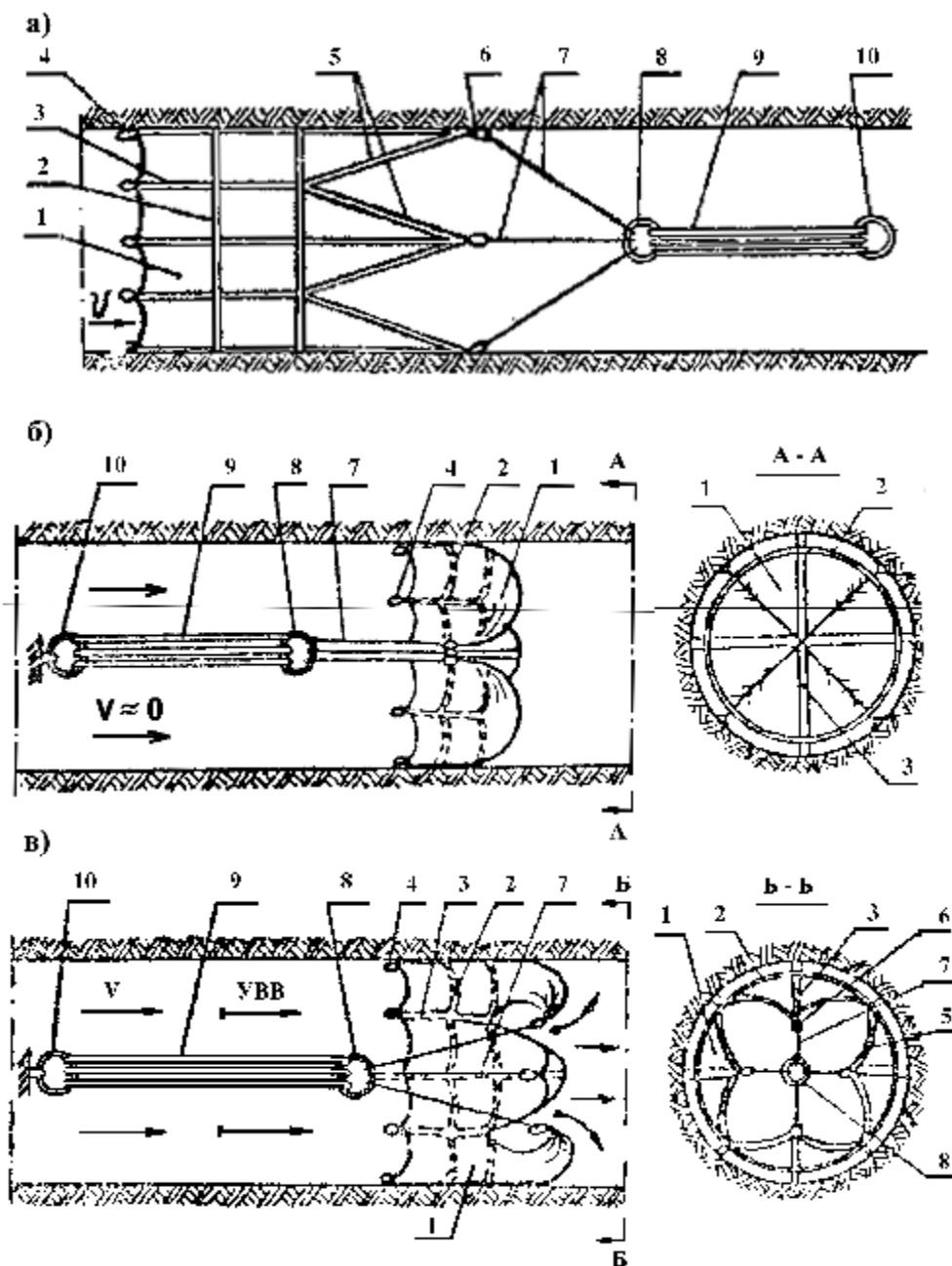


Рис. 5.2. Конструкция взрывоустойчивой самовосстанавливающейся перемиычки “Лотос”:

- а - при монтаже;
- б - в закрытом положении;
- в - под действием УВВ.

При воздействии на перемиычку ударной взрывной волны (УВВ) давление на полотнище исполнительного органа 1 увеличивается через стропы 7 управления и соединительное устройство 8 передается амортизационным шнурам 9. Последние начинают растягиваться, стропы 7 управления

перемещаются вдоль выработки в направлении воздействия УВВ. Вершины зубчатого контура с петлями 6 начинают перемещаться в продольно-радиальном направлении, образуя в центре торообразной поверхности проходное отверстие для воздушного потока. При большем перемещении дополнительно к центральному отверстию образуются и радиальные щели, т.е. края зубчатого контура “раскрываются” как лепестки. Проходное сечение при этом быстро увеличивается при сравнительно малом дополнительном продольном растяжении амортизационных шнуров 9 (рис. 5.2, в). Ударная воздушная волна проходит через образовавшееся звездообразное проходное отверстие. После прохода УВВ давление на полотнище исполнительного органа 1 перемишки уменьшаются. Амортизационные шнуры 9 начинают сокращаться и возвращают края с зубчатым контуром в исходное положение, при котором перемишка полностью перекрывает сечение горной выработки.

Таким образом, разработанная конструкция вентиляционной перемишки позволяет “пропускать” УВВ не разрушаясь после чего самовосстанавливаться, сохраняя при этом требуемую герметичность и обеспечивая требуемый вентиляционный режим в районе взрыва.

### **5.3. Выводы**

На основании выполненных исследований и их анализа необходимо отметить следующее:

- разработанная конструкция новой взрывоустойчивой вентиляционной перемишки для гашения ударной волны отличается простотой возведения и использованием в качестве материала ее конструкции вторичного сырья – отработавших свой ресурс автомобильных покрышек. Кроме того, под воздействием ударной волны происходит диспергирование воды, находящейся внутри ее конструкции, что благоприятно сказывается на пылевую обстановку в выработке;

- для условий близкого расположения к месту взрывных работ, т. е. в местах установки с высокой энергией ударной волны предложена принципиально новая конструкция самовосстанавливающейся взрывоустойчивой вентиляционной перемишки “Лотос”;

- применение принципиально новых конструкций вентиляционных перемишек позволяет существенным образом сократить время эвакуации продуктов массовых взрывов и, как следствие, уменьшить время проветривания и простоя рудников.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В монографии поставлена и решена актуальная научно-практическая задача, которая заключается в обосновании параметров и разработке способов и средств проветривания горных выработок рудников после массовых взрывов.

Основные научные и практические результаты монографии заключаются в следующем:

1. На основании анализа литературных источников и состояния проветривания горных выработок рудников Кривбасса после массовых взрывов установлено, что практически все системы разработки рудников отличаются массовым обрушением руды с помощью взрывных работ, при которых одновременно взрывается 100 и более тонн ВВ (массовые взрывы), что приводит к интенсивному загазированию сети горных выработок и, как следствие, к продолжительным простоям рудников. Кроме того, существующие способы и средства проветривания горных выработок рудников после массовых взрывов в условиях сложных и трудноуправляемых вентиляционных сетей рудников не обеспечивают необходимые вентиляционные режимы их оперативного проветривания.

2. Определены аэродинамические параметры местных сопротивлений и аэродинамические характеристики протяженных горных выработок с различными видами крепи, характерных для рудников Кривбасса и дана сравнительная характеристика их аэродинамического качества.

3. Дано теоретическое обоснование модели турбулентного движения воздушного потока в горных выработках с переменным расходом по длине и получены значения коэффициентов аэродинамического сопротивления в зависимости от характера и степени негерметичности, калибра крепи и шероховатости.

4. Установлено, что взаимоналожения возмущений потока близко расположенными элементами негерметичности приводят к дополнительному увеличению аэродинамического сопротивления негерметичных горных выработок при положительной негерметичности (притечках воздуха), и наоборот, к его снижению при отрицательной негерметичности (утечках воздуха) (до 15...20%, при степени негерметичности 0,1), что вызвано потерями энергии воздушного потока при его слиянии или делении.

5. Установлено, что профиль скорости в негерметичной горной выработке отличается от профиля скорости в герметичной выработке, и характеризуется смещением его от ее оси и изменением формы, при этом площадь деформации воздушного потока количественно связана с изменением аэродинамической характеристики горной выработки.

6. Разработан новый способ проветривания горных выработок, при проведении массовых взрывов, включающий подачу свежего воздуха по воздухоподающим выработкам, омывание свежим воздухом отбитой горной массы, отвод загрязненного воздуха через выпускные дучки и доставочную выработку блока в воздухоотводящую выработку и установку

воздухоразделяющего устройства в соответствии с параметрами негерметичности, позволяющий повысить эффективность вентиляции при учете разности в аэродинамическом сопротивлении участков выработок с утечками и притечками воздуха.

Способ отличается от известных тем, что практически исключает вероятность загазирования горных выработок газами из отбитой руды при ее выпуске и дальнейшей транспортировке.

7. Установлены аэродинамические параметры основных вентиляционных направлений, позволяющие более достоверно определять режимы работы вентиляторов главного проветривания.

8. Получена математическая модель режимов совместной работы вентиляторов главного проветривания позволяющая корректировать режимы работы вентиляторов в соответствии с изменениями происходящими в вентиляционной сети.

9. Установлено, что изменения входных регулируемых параметров (ВРП) вентиляторов обеспечивают возможность увеличения или уменьшения их производительности на 10-15% от расчетной;

10. Разработан новый способ определения режимов совместной работы шахтных вентиляторов после взрывных работ, включающий изменение производительности вентиляторов в зависимости от расхода воздуха на участках производства массовых взрывов. Способ отличается от известных тем, что изменяют режимы работы вентиляторов, устанавливая их ВРП в определенные (путем расчета расхода воздуха) положения, обеспечивающие максимальный расход воздуха на участке ведения взрывных работ.

11. Разработана новая конструкция взрывоустойчивой самовосстанавливающейся вентиляционной перемычки. Конструкция отличается от известных тем, что в условиях близкого расположения к месту взрывных работ, перемычка обладает высокой надежностью, самовосстанавливается после воздействия на нее ударной воздушной волны и характеризуется низкой материалоемкостью конструкции.

12. Новая конструкция перемычки для гашения ударной воздушной волны в горной выработке, характеризуется простотой возведения и использованием в качестве материала ее конструкции вторичного сырья – отработавших свой ресурс автомобильных покрышек. Кроме того, под воздействием ударной волны происходит диспергирование воды, находящейся внутри ее конструкции, на что дополнительно расходуется ее энергия и что благоприятно сказывается на пылевой обстановке в выработках.

13. На основании исследований разработаны “Рекомендации по перспективной схеме проветривания шахт РУ им. Кирова”, которые переданы ГПИ “Кривбасспроект” для внедрения в проектах отработки гор. 1045 и 1135 рудника.

14. Широкое внедрение разработанных способов и средств проветривания горных выработок рудников после взрывных работ (массовых взрывов), позволяет повысить эффективность вентиляции рудников с массовым

обрушением горных пород при помощи взрывных работ и, как следствие, снизить продолжительность их простоев, улучшить санитарно-гигиенические условия труда на рабочих местах и повысить уровень безопасности ведения подземных горных работ.

Применение разработанных способов и средств проветривания горных выработок после взрывных работ на рудниках Криворожского железорудного бассейна подтвердили правильность и эффективность предложенных решений, а также их работоспособность в реальных условиях эксплуатации.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Чирков Ю.И., Черненко А.Р. Подземная разработка мощных железорудных месторождений. - М.: Недра, 1985. - 239 с.
2. Луговский С.И. Проветривание шахт после массовых взрывов. - М.: Недра, 1958. - 271 с.
3. Луговской С.И. Совершенствование разработки и вентиляция рудников. – М.: Недра, 1968. – 303 с.
4. Сокращение времени проветривания шахт после массовых взрывов / А.Ф.Оконевский, А.Е.Умнов, И.З.Сальников и др. – М.: Недра, 1979. - 83с.
5. Гринь А.К., Ушаков Э.Н., Рыков А.Т. Проветривание блоков после массовых взрывов// Горный журнал. – 1968. №8 - С. 47-48.
6. Воронин В.Н. Основы рудничной аэрогазодинамики. – М.: Недра, 1966. – 176 с.
7. Савенко С.К., Морозов Е.Г., Бережной В.И.. Аэрогазодинамика массовых взрывов в рудниках. – М.: Недра, 1976. – 183с.
8. Морозов Е.Г., Иващенко В.Х. О последовательном проветривании выработок после массовых взрывов в условиях камерных систем разработок //Разработка рудных месторождений. – М., 1972. – Вып. 16. - С. 99-102.
9. Гурин А.А., Малый П.С., Савенко С.К. Ударные воздушные волны в горных выработках. - М.: Недра,- 1983. - 223 с.
10. Горюнов В.М., Беляев И.А. Перемычка из транспортерных лент // Горный журнал. – 1960. №4 - С. 74-75.
11. Кременчуцкий Н.Ф. Основы теории расчета вентиляции шахт. - М.: Недра,- 1978. - 129 с.
12. Орлов М.Н. и др. Влияние тепловой депрессии на выбор аварийного режима вентиляции //Безопасность труда в промышленности. – 1977. №12 - С. 43-45.
13. Пучков Л.А. Метод расчета распределения воздуха в системе горные выработки - выработанное пространство. – Научи. основы созд. высокопроизв. комплексов механизации и автоматизации шахт с вычисл.упр.: Научн.-техн. сб. – М.: 1971. – Вып.4. Т. 2 – С. 53–61.
14. Пучков Л.А. Расчет утечек воздуха через выработанное пространство при щитовой системе разработки. – Научи. основы созд. высокопроизв. комплексов механизации и автоматизации шахт с вычисл.упр.: Научн.-техн. сб. – М.: 1971. – Вып.4. Т. 2 – С. 22–27.
15. Мясников А.А. К расчету утечек воздуха через зону обрушения при отработке крутых пластов столбами по падению// Изв. ВостНИИ по безопасности работ. – 1969. – Вып.2. – С. 9–12.
16. Масляев А.А. Определение утечек воздуха через выработанное пространство при прямоточных системах проветривания// Изв. ВостНИИ. – 1973. – Вып.3. – С. 14–16.

17. Патрушев М.А. Определение утечек и депрессии выработок выемочного участка с двумя свежими струями, поступающими со стороны массива угля // Тр. ДонУГИ. – Донецк, 1975. – Вып.3.– С. 55-61.
18. Скочинский А.А., Комаров В.Б. Рудничная вентиляция. - М.: Недра, 1959. - 632 с.
19. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчет при проветривании шахт. – М.: Недра, 1968. – 143 с.
20. Ващенко В.С. Исследование утечек воздуха в жестком трубопроводе при проветривании тупиковых выработок // Вентиляция и очистка воздуха – Научн.-техн. сб. – М.: Недра, 1972. – Вып.7. С. 6 – 12.
21. Костин В.Н., Блохина Л.П. Экспериментальное изучение аэродинамических параметров перфорированных металлических труб // Науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. –М., 1976. – Вып.142. – С. 27 – 31.
22. Клебанов Ф.С. Проветривание подготовительных выработок при помощи трубопроводов с боковым расходом воздуха. – Научн.сообщ. ИГД им.А.А.Скочинского. – М., 1975. – Вып.127. – С. 16–23.
23. Слюсаренко В.Г. Исследование утечек при проветривании тупиковых выработок // Тр. КГРИ. – Вып.11. – М., 1961.– С. 28-34.
24. Хохлов Н.А. Лабораторные, исследования влияния утечек воздуха на депрессию вентиляционных трубопроводов// Зап. ЛГИ. – Т.38. – Вып.1. – М., 1959. – С. 16-23.
25. Бабак Г.А., Левин Е.М., Пак В.В.. Элементы шахтных вентиляционных установок главного проветривания. –М.: Недра, 1972. – 256 с.
26. Бойко В.А., Кременчуцкий Н.Ф. Основы теории расчета вентиляции шахт. – М.: Недра, 1978. – 279 с.
27. Ксенофонтова А.И., Карпухин В.Д., Харев А.А. Вентиляционное сопротивление горных выработок. – М.: Углетехиздат, 1950. – 287 с.
28. Милетич А.Ф. Утечки воздуха в шахтах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 131 с.
29. Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов и способы его снижения / А. А. Скочинский, А. И. Ксенофонтова, А.А. Харев и др. – М.: Углетехиздат, 1953. – 287 с.
30. Харев А.А. Местные сопротивления шахтных вентиляционных сетей. - М.: Углетехиздат, 1954. - 248 с.
31. Рудничная вентиляция: Справочник - 2-е изд. перераб. и доп. Под ред. К.З. Ушакова. - М.: Недра, 1988. - 440 с.
32. Методика определения аэродинамического сопротивления стволов с новыми конструкциями армировки. - Днепропетровск: ДГИ, 1988. - 74 с.
33. Маккавеев В.М. О теоретическом определении коэффициента местных гидравлических сопротивлений// Труды ЛИИВТ. – 1932. Вып.1. – С. 28–33.
34. Маккавеев В.М., Коновалов И.М. Гидравлика. – М.: Речиздат, 1940. – 643 с.

35. Маккавеев В.М., Коновалов И.М. Гидравлика. – Л.-М.: Речиздат, 1940. – 643 с.
36. Коновалов И.М. Уравнение движения жидкости переменной массы. – Труды ЛИИВТа – 1937. – С. 74– 83.
37. Петров Г.А. О расчете трубопроводов для случая движения с непрерывным отделением расхода вдоль пути / Труды ХИСИ. – Харьков, 1948. Т.1. – С. 12-18.
38. Петров Г.А. Определение изменения пьезометрических высот в местах устройства ответвлений / Труды ХИСИ. – Харьков, 1948. Т.1. – С. 35-43.
39. Петров Г.А. Движение жидкости с изменением расхода вдоль пути. – М.: Стройиздат, 1951. – 214 с.
40. Мустель П.И. Рудничная аэрология. – М.: Недра, 1970. – 215 с.
41. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа. -М.: Наука, 1970. - 904 с.
42. Федяевский К.К., Колесников А.В., Смолянинова А.Н. К расчету турбулентного пограничного слоя с продольным градиентом давления //Сб. научн. тр. ЦАГИ. - 1936. - Вып. 282. - С. 13-16.
43. Н. Schlichting. Laminare Strahlausbreitung. Zeitschr, fur Angew. Math. und Mech. 13, 1933, 260.
44. О. Reynolds. On the dynamical theory of incompressible viscous fluids and the determination of the criterion, Phil. Trans. of Roy. Soc., 1895.
45. Н.Schlichting. Experimentelle Untersuchungen zum Rauigkeits-problem. Ing. - Archiv 7, 1936.
46. Ушаков К.З. Аэродинамика современных угольных шахт: Дис. докт. техн. наук: 05.26.01. – Защищена 09.02.1967; Утв. 11.05.67; 048200016743 – М., 1967. – 352 с.
47. Фабрикант Н.Я. Аэродинамика. - М.: Наука, 1964. - 814 с.
48. Фомичев В.И. Аэродинамическая модель выемочного участка угольной шахты // Тез.докл. всес. научн.-техн. конф., г. Апатиты, 11 дек. 1977 г. – Апатиты, 1977. – С. 12-20.
49. Егоров А.И. Гидравлический расчет трубчатых систем водоочистных сооружений и аппаратов. Автореферат дис. докт. техн. наук: 06.05.04. – М., 1963. – 35 с.
50. Чугаев Р.Р. Гидравлика - М.: Энергия, 1970. - 552 с.
51. Bakmeteff V.A., Allan W., The mechanism of energy loss in fluid friction/ Proceedings of ASCE, February 1945.
52. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя.-М.: Наука, 1969. - 895 с.
53. Вепров В.С. Определение места установки вентиляторов частичного проветривания при их последовательной работе на жесткий воздухопровод. - М.: ЦИТИУгля, 1960. - 34 с.
54. Кухарев В.Н., Салли В.И., Эрперт А.М. Экономико-математические методы и модели в планировании и управлении. –К.:Вища школа, 1991. –304 с.
55. Долинский В.А., Микрюков С.Б., Симоненко И.Н. Аэродинамическое качество негерметичных горных выработок рудников Кривбасса // Науковий

вісник НГА України. - Дніпропетровськ: РВК НГА України. - 2001. - № 6. С. 80 - 84.

56. А.С. № 1670150 А1 СССР, кл. Е 21 F1/00 Способ проветривания подземных горных выработок при проведении массовых взрывов/В.А. Бойко, А.С. Ищенко, С.Б. Микрюков и Р.С. Кирин (СССР). - № 4667405/03; Заявлено 27.03.89; Опубл. 15.08.91. Бюл. № 30. - 4 с.

57. Микрюков С.Б. Оперативне управління загальношахтною вентиляцією рудника після масових вибухів при спільній роботі декількох вентиляторів на мережу // Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу. - Наук.-техн.зб.- Кривий Ріг: НДІБПГ-2001.- №3 - С. 3- 12.

58. Литвиненко А.А., Шибка Н. В., Ищенко А. С., Микрюков С.Б. Способ управления проветриванием действующей шахты // Сб. научных тр. НГА Украины, № 5. - Днепропетровск: 1999. - С. 139- 142.

59. А.С. № 1633140 А1 СССР, кл. Е 21 F5/00 Перемычка для гашения ударной воздушной волны в горной выработке /В.А. Бойко, Н.В. Шибка, А.С. Ищенко, С.Б. Микрюков и Р. С. Кирин (СССР). - № 4608728/03; Заявлено 23.11.88; Опубл. 07.03.91. Бюл. № 9. - 5 с.

60. А.С. № 1701932 А1 СССР, кл. Е 21 F1/00 Способ определения режимов совместной работы шахтных вентиляторов после взрывных работ / В.А. Бойко, А.С. Ищенко, Н.В. Шибка, А.А. Литвиненко и С.Б.Микрюков (СССР). - № 4726795/03; Заявлено 02.08.89; Опубл. 30.12.91. Бюл. № 48. - 10 с.

61. Рыбалко Н.П., Ищенко А. С., Микрюков С.Б. Математическая модель секционной схемы проветривания // Тезисы докладов IX Республиканской научно-технической конференции. “Совершенствование добычи и переработка горючих сланцев”. - Кохтла-Ярве. - 1989. - С. 59.

62. А.С. № 1807216 А1 СССР, кл. Е 21 F1/14, 5/00 Шахтная взрывоустойчивая перемычка “Лотос” / В.А. Бойко, Ю.Г. Анцыгин, Н.В.Шибка, А.С. Ищенко, и С.Б. Микрюков (СССР). - № 4916313/03; Заявлено 21.12.91; Опубл. 07.04.93. Бюл. № 13. - 6 с.

63. Микрюков С.Б., Ищенко А. С. Способы и средства интенсификации проветривания шахт после массовых взрывов // Тезисы докладов IV Всесоюзной конференции молодых ученых. “Интенсификация горнорудного производства”. - Свердловск. - 1989. - С. 29-30.

64. Аэродинамическое сопротивление горных выработок и тоннелей метрополитенов / Ф. А. Абрамов, В. А. Долинский, И. Е. Идельчик, И.О. Керстен, В. Я. Цодиков. М.: Недра. – 1964. – 176 с.

65. Бойко В.А., Литвиненко А.А. Перспективы и принципы построения систем диспетчерского и автоматического управления проветриванием рудников Кривбасса и их математическое обеспечение/Днепропетр. горн. ин-т. - Днепропетровск, 1976. - 30 с. - Деп. в Черметинформация, 01.06.76, № 83-76.

66. Вепров В.С. Расчет вентиляционных параметров воздухопроницаемых жестких трубопроводов для проветривания шахтных

выработок // Опыты совершенствования проветривания горных выработок и способы борьбы с пылью - Научн.-техн. сб. – М.: Изв. ЦИТИ, 1963. – Вып.2. С. 14 – 17.

67. Воронов И.И., Ольховский М.М. Воздухопроницаемость материалов перемычек// Горный журнал. – 1937. – № 3. – С. 9–11.

68. Грецингер Б.Е. Экспериментальные исследования по определению режима движения воздуха через выработанное пространство// Совершенствование проветривания шахт - Научн.-техн. сб. – М.: Недра, 1967. – Вып.3. С. 4 – 9.

69. Гуменмахер Л.И. Электрическое моделирование. – М.: АН СССР, 1949. – 134 с.

70. Егоров А.И. Вихревые сопротивления, возникающие в трубчатых системах при распределении и сборе воды. – М.: ВНИИ "Водгео", 1961. – 56 с.

71. Качановский Б.Д. К вопросу о расчете сложных водопроводов судоходных шлюзов. – Гидротехника и строительное дело.: Труды ЛПИ – 1955. № 178. – С. 27 – 31.

72. Квинтрадзе Ш.Н. Одномерное движение несжимаемой жидкости в перфорированной цилиндрической трубе. – Сообщение АН ГССР, 1965. – Вып. 2, т. 39. – 32 с.

73. Кривошеина М.Б. Влияние некоторых факторов на гидравлическое сопротивление в гладких трубах. – Ленинград: 1973. – 46с.

74. Клебанов Ф.С. О движении воздуха по горным выработкам при наличии выработанных пространств. – Докл. АН СССР, т.3. – 1957.– №4. – С. 47 – 49.

75. Карбовский Ю.М., Швец Г.А., Грецингер Б.Е. Исследование потерь давления в выработках с утечками // Совершенствование проветривания шахт - Научн.-техн. сб. – К.: АН УССР, тр. ИГТМ 1971. – Вып.2. С. 14 – 19.

76. Кашибадзе В.В. Аэродинамическое сопротивление горных выработок при новых видах крепи. – М.: Углетехиздат, 1950. – 99 с.

77. Кряжев В.И. Аэродинамика трубопроводов с неплотными стенками при нагнетательной и всасывающей работе вентилятора // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – 1979. – №8. – С. 9–12.

78. Кухман Г. Местные проветривания на металлических рудниках.– М.: Углетехиздат, 1961.– 149 с.

79. Мещерский И.В. Работы по механике тел переменной массы. –М.: Рос.изд. техн.-теорет.лит., 1952. – 286 с.

80. Мясников А.А., Камшевский И.А. Определение перепада давления в трубопроводах с переменным расходом по длине. – М.: ФТПРПИ, 1973. – №2. – С. 109-111.

81. Маевская В.М., Велавенце Л.И., Рапоцевич А.П. Режим движения воздуха через выработанное пространство. – Технология добычи угля подземным способом: Научн.-техн.сб. ЦНИЭИуголь, М.: – 1967. – Вып.3. – С. 35–38.



82. Мясников А.А., Маевская В.М. Аэродинамический режим выработанного пространства при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию. – М.: ЦНИЭИуголь, 1972. –17 с.
83. Медведев И.И. Исследование утечек воздуха и способов их уменьшения в условиях шахт Донбасса. Автореферат кандидатской диссертации. – Л.: 1955. – 24с.
84. Матвиенко Н.Г. О газовыделении из выработанного пространства при обратном порядке отработки выемочных полей. – Проблемы рудничной аэрологии: Научн.-техн.сб. Госгортехиздат, М.: –1959. – Вып.1.– С. 21–25.
85. Мустель П.И. Вентиляционное сопротивление шахтных стволов,закрепленных железобетонными тубингами и методы его снижения. – Высшая школа. Научн. Докл.: ж. Горное дело № 2. –1958. –С. 23–28.
86. Невский А.В. Оценка экономической эффективности применения трубопроводов с боковым расходом воздуха при скоростной комбайновой проходке. – Научн.сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского:вып.142.–1976.–С.61-64.
87. Невский А.В. О методах расчета утечек воздуха в жестких вентиляционных трубопроводах. – Научн. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского, 1974. – Вып.121. – С.112-118.
88. Патрушев М.А. Потери воздуха в параллельных выработках// Уголь Украины. –1957. – № 8. – С. 6–13.
89. Пучков Л.А. Режим движения воздуха в выработанном пространстве // Известия вузов Горный журнал. –1965. – № 10. – С. 14–16.
90. Першин С.В. К изучению течения в случаях деления напорного потока. – Отделение технических наук: Известия АН СССР. – 1954. –№ 10. – С. 27–31.
91. Першин С.В. Исследования о делении потока в обыкновенных тройниках: Дис. канд. техн. наук: 05.06.01. – Защищена 06.02.1952; Утв. 11.05.53; 028310005744 – Л., 1952. – 302 с.
92. Чен П. Отрывные течения. – М.: Наука, 1961.– 149 с.
93. Швырков И.А. О потерях воздуха при вентиляции рудников// ТБ и организация труда в горной промышленности.–1933. –№ 9. –С. 14–16.
94. Якушин Н.П. Проветривание при проходке горных выработок большой длины. – М.: Углетехиздат, 1959.– 132 с.
95. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – М.: Недра, 1975.– 230 с.
96. Росси Б.Д. Ядовитые газы при подземных взрывных работах. - М.: Недра, 1966. - 94 с.
97. Кременчуцкий Н.Ф., Бескровный В.И., Микрюков С.Б. К вопросу проветривания подземных выработок во время их проходки с применением автотранспорта // Сб. научных тр. НГА Украины, № 1. - Днепропетровск: 1998. - С. 113- 117.
98. Обухов А.М. Турбулентность. Механика СССР за тридцать лет. – М.: ГИТТЛ, 1950. – 156с.

99. Микрюков С.Б., Ищенко А. С. Новые средства управления проветриванием сланцевых шахт // Тезисы докладов IX Республиканской научно-технической конференции. “Совершенствование добычи и переработка горючих сланцев”. - Кохтла-Ярве. - 1989. - С. 36.

100. Ищенко А. С., Литвиненко А.А., Микрюков С.Б., Шибка Н.В. Средства управления воздухораспределением в соляных рудниках // Тезисы докладов научно-технической конференции.”Проблемы безопасной разработки калийных месторождений.” - Солегорск. - 1990.

101. Кузьмінов К.В., Лебедев Я.Я., Микрюков С.Б., Яворская Е.А. Исследование воздушной завесы для снижения утечек воздуха // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №6. – С. 82 – 85.

102. Параметры взрывозащитных устройств для гашения ударных воздушных волн при подземной добыче руд [Текст]: моногр./ В.В. Русских, А.В. Яворский, Е.А. Яворская – Д.: Национальный горный университет, 2012. – 93 с.

103. Русских В.В., Зубко С.А., Карапа И.А., Яворский А.В. Исследование геомеханических процессов при отработке междукамерных целиков высотой в два этажа / Розробка родовищ 2013: Щорічний наук.-техн. Збірник / редкол.: В.І. Бондаренко та ін.. – Д.: НГУ, ТОВ «ЛізуновПрес», 2013. -С. 247-254.

104. Зубко С.А., Русских В.В., Яворский А.В., Яворская Е.А. Внедрение смесительно-зарядной и доставочной техники для эмульсионного взрывчатого вещества «Украинит» на горнодобывающих предприятиях Украины / Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць/ ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2013. – Вип. 111. – с. 36 – 47.

105. V. Russkikh., A. Yavors'kyu., S. Zubko & E. Chistyakov 2013 Study of rock geomechanical processes while mining two-level interchamber pillars, Mining of mineral deposits. Taylor & Francis Group, London, p. 149-152.

106. Parameters of explosion-proof facilities to avoid air-blast in the context of underground ore mining: monograph / V.V. Russkikh, A.V. Yavorsky, E.A. Yavorskaya, T.I. Morozova; Ministry of Education and Science of Ukraine; National Mining University. – Dnipropetrovsk: NMU, 2016. – 90 p.

107. Русских В.В., Яворский А.В. Симуляционное моделирование систем подземных рудников/ матеріали міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», Кривий Ріг-2016, С. 110.

<b>ВВЕДЕНИЕ .....</b>	<b>3</b>
<b>ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СПОСОБОВ И СРЕДСТВ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ И АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НЕГЕРМЕТИЧНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК .....</b>	<b>5</b>
1.1. Системы разработки на рудниках Кривбасса .....	5
1.2. Анализ параметров массовых взрывов при отбойке руды .....	7
1.3. Анализ динамики состава рудничной атмосферы в горных выработках после массовых взрывов .....	9
1.4. Анализ способов и средств проветривания рудников после массовых взрывов и аэродинамических параметров негерметичных горных выработок .....	12
1.5. Выводы, цель и направления исследований .....	18
<b>ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО КАЧЕСТВА ЭЛЕМЕНТОВ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ РУДНИКОВ КРИВБАССА .....</b>	<b>20</b>
2.1. Методика экспериментальных исследований .....	20
2.2. Исследование аэродинамических параметров местных сопротивлений и выемочных панелей .....	28
2.3. Исследование аэродинамического сопротивления трения протяженных горных выработок .....	32
2.4. Выводы .....	36
<b>ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НЕГЕРМЕТИЧНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ БЛОКОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ.....</b>	<b>38</b>
3.1. Расчетная модель турбулентного движения воздушного потока в воздуховоде с переменным расходом по длине .....	38
3.2. Экспериментальные исследования аэродинамических процессов в негерметичных горных выработках .....	45
3.3. Разработка способа проветривания подземных горных выработок при проведении массовых взрывов .....	62
3.4. Выводы .....	64
<b>ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ОБЩЕШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ РУДНИКОВ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ .....</b>	<b>65</b>
4.1. Анализ аэродинамического качества вентиляционных систем рудников Кривбасса (на примере РУ им. С.М. Кирова) .....	65
4.2. Разработка способа оперативного управления общешахтной вентиляцией при совместной работе шахтных вентиляторов после массовых взрывов.....	70
4.3. Выводы .....	75
<b>ГЛАВА 5. РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ПО ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ БЛОКОВ.....</b>	<b>76</b>
5.1. Разработка вентиляционных устройств повышенной устойчивости от воздействия ударной волны при массовых взрывах .....	76
5.2. Разработка вентиляционной перемычки самовосстанавливающейся после воздействия ударной воздушной волны .....	78
5.3. Выводы .....	80
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>81</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ .....</b>	<b>84</b>

Наукове видання

**Мікрюков** Сергій Борисович  
**Яворська** Олена Олександрівна  
**Яворський** Андрій Васильович  
**Руських** Владислав Васильович

**СПОСОБИ І ЗАСОБИ ПРОВІТРЮВАННЯ РУДНИКІВ ПІСЛЯ  
МАСОВИХ ВИБУХІВ**

Монографія

Друкується в редакційній обробці авторів.

Підписано до друку 09.09.2017. Формат 30х42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 5,1.  
Обл.-вид. арк. 5,1. Тираж 300 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004

49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19.