Н. И. Алыменко
В. В. Минин
А. Н. Чистяков
И. В. Минин
А. В. Минин
Д. В. Фоменко

ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ (ЧАСТЬ ВТОРАЯ)

УРАЛМЕХАНОБР

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

Алыменко Н. И, Минин В. В. Чистяков А. Н. Минин А. В., Минин И. В., Фоменко Д.В. Вентиляторные установки и их применение (часть вторая). Екатеринбург: УрО РАН, 2016. ISBN 5 7691 0895 -9.

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

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

Ответственный редактор

доктор технических наук А. Е. Красноштейн

Рецензент

доктор технических наук Г. З. Файнбург

ISBN 5–7691–0895–9 ПРП-1998(д)–162(98)–163 пв_, 999 8П6(03) 1998
© ОАО «Уралмеханобр» УГМК и УрО РАН, 2016 г.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Стр.

ВВЕДЕНИЕ..... 5

1. СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ПРОБЛЕМЫ, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ..... 17

1.1. Особенности формирования газового состава атмосферы в подземных пространствах рудников..... 18

1.2. Динамика аэрозолей в системе горных выработок..... 28

1.3. Термодинамические процессы в рудниках, их роль и значение в формировании микроклимата..... 39

1.4. Анализ проветривания рудников со сложной топологией вентиляционных сетей и низким аэродинамическим сопротивлением..... 58

1.5. Цель, задачи и методы исследований..... 77

2. ГАЗОВЫЙ РЕЖИМ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ И ЕГО РОЛЬ В ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТАХ НА ПРОВЕТРИВАНИЕ..... 81

2.1. Исследование и анализ газовой обстановки подземных рудников..... 81

2.2. Метод эффективного проветривания тупиковых выработок при повышенных газовыделениях..... 96

2.3. Структуризация подземных пространств..... 108

2.4. Методы ранжирования рабочих зон по степени газовой опасности..... 115

2.5. Дифференциация газового режима по рабочим зонам 118

2.6. Решение проблем энергосбережения при обеспечении требуемого газового режима рудников..... 124

2.7. Выводы..... 129

3. НОРМАЛИЗАЦИЯ АЭРОЗОЛЬНОЙ ОБСТАНОВКИ..... 132

3.1. Анализ аэрозольной обстановки..... 132

3.2. Динамика аэрозолей в тупиковой горной выработке..... 134

3.3. Энергосберегающие аспекты нормализации аэрозольного состава рудничной атмосферы..... 167
3.4. Роль аэрозольного фактора в единой системе формирования требуемого состава атмосферы при повторном использовании воздуха..... 171
3.5. Выводы..... 176
4. РУДНИЧНЫЙ МИКРОКЛИМАТ..... 177
4.1. Исследование теплофизических параметров атмосферы рабочих зон..... 178
4.2. Совершенствование методов нормализации температуры воздуха в призабойных пространствах..... 186
4.3. Роль микроклиматических факторов в общей системе нормализации рудничной атмосферы с применением энергосберегающих методов проветривания..... 200
4.4. Роль микроклиматических факторов в системе нормализации атмосферы при частичном повторном использовании воздуха..... 209
4.5. Выводы..... 225
5. РУДНИЧНЫЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СЕТИ..... 227
5.1. Рациональная организация - основа безопасных и энергосберегающих технологий проветривания рудников..... 227
5.2. Математическое моделирование при решении задач управления проветриванием рудников со сложной топологией вентиляционных сетей..... 235
5.3. Аэродинамические аспекты энергосберегающих технологий проветривания рудников..... 257
5.4. Основы создания систем проветривания рудника обеспечивающих энергосбережение..... 265
5.5. Оценка работоспособности вентиляционных систем в условиях частичного повторного использования воздуха..... 271
5.6. Выводы..... 281

6. ПОВТОРНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВОЗДУХА – ГЛАВНЫЙ РЕЗЕРВ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРОВЕТРИВАНИЯ 283
6.1. Физические предпосылки, определяющие возможность частичного повторного использования воздуха 283
6.2. Разработка систем вентиляции с надежным и безопасным частичным повторным использованием воздуха 296
6.3. Иерархический принцип расстановки и использования вентиляторных установок 309
6.4. Методы расчета количества воздуха, участвующего в повторном использовании 317
6.5. Технологические аспекты частичного повторного использования воздуха 318
6.6. Выводы 329
7. ОБЩАЯ МЕТОДИКА ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ПРОВЕТРИВАНИИ РУДНИКОВ 332
7.1. Обобщение методов снижения затрат энергии на проветривание 332
7.2. Натурные испытания энергосберегающей технологии 336
7.3. Технико-экономическая оценка технологических решений энергосбережения 342
7.4. Методические рекомендации для создания энергосберегающих технологий проветривания 347
7.5. Выводы 350
ЗАКЛЮЧЕНИЕ 352

ЛИТЕРАТУРА 357
ПРИЛОЖЕНИЯ 389

В В Е Д Е Н И Е

Актуальность проблемы. К середине 20 века человечеством созданы огромные по размерам и мощности рудники. В них производят добычу медной, железной, никелевой, апатитовой и других руд, калийной и каменной соли. Мощность рудников превосходит 3-5 миллионов $м^3$ в год полезного ископаемого. Размеры шахтных полей достигают сотен кв. км, где проходится разветвленная сеть горных выработок, имеется масса забоев и трасс движения грузов, руды, людей, техники и воздуха.

Горнодобывающая промышленность является одним из главных потребителей электрической и тепловой энергии. Ежегодно на нужды только подземных горных предприятий России расходуется свыше 100 млрд. кВт ч. электроэнергии и более 10 млн. Гкал тепла, что в стоимостном выражении составляет свыше 30 миллиардов рублей.

Анализ, регулярно проводимый на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей показал, что доля затрат электроэнергии на вентиляцию и обогрев воздуха возросла с 8-10 % в 1977-90 гг. до 30-50 % в 1997-2000 гг. В себестоимости готовой продукции эти затраты составляют 9-12 %. А в сравнении, например, с удельными затратами энергии на отбойку руды, они в 2 раза выше (2,1 - 2,4 кВт/т. и 4,4 - 4,9 кВт/т. соответственно). При таких показателях трудно конкурировать на мировом рынке. Поэтому создание энергосберегающих технологий проветривания является актуальной проблемой.

Накопленный опыт изучения процессов аэрогылегазодинамики, изложенный в работах Комарова В.Б., Медведева И.И., Красноштейна А.Е., Полянниной Г.Д., Абрамова Ф.А., Воронина В.Н., Патрушева М.А., Ушакова К.З., Пучкова Л.А., Рязанцева Г.К., Клебанова Ф.С., Милетича А.Ф, Ярцева В.А., Идельчика И.Е., Альшуля А.Д., Файнбурга Г.З., Адамова Г.А., Флятау Р.С., Альменко Н.И., Мохирева Н.Н., Сметанина М.М., в том числе автора и многих других, показывает, что имеются значительные вентиляционные резервы, использование которых приведет не только к снижению энергетических затрат, но и

позволит повысить безопасность ведения горных работ.

Исследования процессов, воздействующих на качество атмосферы подземных рудников большой мощности, позволяют создать методологию расчета и организации вентиляции, на базе которой могут быть созданы собственно энергосберегающие технологии проветривания.

Целью работы является создание научных основ и технологических методов практического энергосбережения при нормализации состава и микроклимата атмосферы подземных рудников и одновременного повышения эффективности проветривания и безопасности ведения горных работ.

Основная идея работы состоит в том, что все нормируемые параметры рудничной атмосферы рассматриваются как единый и взаимосвязанный комплекс. Сокращение затрат на поддержание этого комплекса в заданных нормируемых пределах является следствием минимизации энергопотребления на формирование каждого параметра, при сохранении необходимой надежности всей системы проветривания.

Методы исследований предусматривали комплексный, научно обоснованный подход к решению поставленных задач и включали: анализ и систематизацию исходной информации, научно-техническое прогнозирование, физическое и математическое моделирование, аппарат математической физики и аналитической химии, экспериментальные лабораторные и опытно-промышленные испытания и исследования, вычислительные эксперименты с использованием как известных, так и разработанных автором методик и программ, анализ результатов проведенных исследований с включением их в единый технологический процесс.

Основные защищаемые научные положения:

1. Концептуально новый научно-методологический подход к оценке и реализации газового режима на рудниках с относительно низкой, но крайне неравномерно распределенной по шахтному полю газоносностью массива и газообильностью выработок. Суть предлагаемой концепции состоит в выделении в подземном пространстве рабочих зон с различной степенью газовой опасности и соответственно разными требованиями газового режима. Такой подход позволяет сконцентрировать

усилия по предотвращению аварийных ситуаций на действительно опасных участках ведения горных работ и, тем самым, обеспечить повышение безопасности работ при значительном снижении ресурсных и энергетических затрат.

2. Существенное улучшение аэрозольной и газовой обстановки в призабойных пространствах, тупиковых и сквозных горных выработок может быть достигнуто путем вовлечения в процесс массообмена и массопереноса не только воздушных потоков, подаваемых в забой, но и всего объема воздуха, заключенного как в данной, так и близлежащих выработках. Это равносильно увеличению количества воздуха, подаваемого в забой и коэффициента его использования с 0,4 - 0,7 до 5 - 8, т.е. в 7 - 20 раз.

Аналогичные по своей физической природе процессы происходят и в более масштабных участках вентиляционной сети, создавая теоретические предпосылки для вовлечения в процесс разбавления вредных примесей и многоразового использования воздуха, заключенного, как в рабочих, так и в выработанных пространствах.

3. Динамика формирования атмосферы подземных рудников в большинстве случаев такова, что основные колебания микроклимата происходят на начальном участке вентиляционного пути. На всем остальном протяжении горных выработок изменения параметров микроклимата незначительны. Санитарно-гигиенические и технологические требования, предъявляемые к микроклимату рудничной атмосферы, не только не могут служить препятствием осуществлению повторного частичного использования воздуха, но, напротив, являются фактором, подтверждающим его необходимость и целесообразность.

4. В сложных разветвленных вентиляционных сетях с малым аэродинамическим сопротивлением целесообразно использовать рассредоточенное размещение внешних и внутрисетевых источников тяги и средств воздухораспределения с различными техническими характеристиками, что особенно важно для организации регулируемого и управляемого проветривания с частичным повторным использованием воздуха. Целевая функция воздухораспределения в таких сетях должна

строиться по принципу минимизации всех энергетических затрат на проветривание рудника.

5. Теоретическая возможность повторного использования части воздуха, перемещаемого по рудничным вентиляционным сетям, вытекает из детального анализа процессов формирования газового и аэрозольного состава рудничной атмосферы, динамики ее микроклиматических параметров и технических возможностей по управлению воздушными потоками и контролю соответствия их качественных характеристик действующим нормам и правилам.

Такой подход следует рассматривать как одно из наиболее значимых и перспективных направлений энергосберегающих технологий проветривания подземных рудников большой мощности, имеющих значительные объемы выработанных пространств и разветвленные системы горных выработок с малым аэродинамическим сопротивлением.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается: удовлетворительной сходимостью результатов моделирования, лабораторных и аналитических исследований процессов аэро-газо-пыле-термодинамики с данными опытно-промышленных испытаний, разработанных способов нормализации вентиляции и микроклимата рабочих мест, данными по затратам энергии, связанными с реализацией этих способов в виде единой технологии; результатами внедрения предложенных нормативных документов, методических и научно-технических разработок на калийных рудниках России и республики Беларусь.

Научная новизна исследований:

- доказано, что на подземных рудниках с низкой и крайне неравномерной природной газоносностью пластов, наиболее вероятными местами скоплений взрывоопасных газов, возникающих вследствие обыкновенных газовыделений, являются забои тупиковых выработок. Это обстоятельство является научной основой для пересмотра большинства положений газового режима рудников.

- установлены закономерности формирования концентрационных полей взвешенной и растворенной в воздухе примеси в процессе циркуляци-

онных перемещений потоков как в пределах одной выработки, так и в разномасштабных участках рудничных вентиляционных сетей. Суть этих закономерностей сводится к тому, что параметры циркуляционных контуров (их объем, частота циркуляции, параметры притоков и стоков и др.) всегда могут быть подобраны таким образом, что в результирующем возвратном потоке, интегральное содержание вредных примесей не будет превышать допустимых значений.

- в целях энергосбережения на термодинамическую обработку рудничного воздуха необходимо максимально использовать природные тепловые ресурсы, заключенные в самом отрабатываемом массиве. При работе в гигроскопичной среде, организация массообменных процессов должна исходить из необходимости резкого сокращения поступления агрессивных растворов в выработки рабочих зон.

- доказано, что минимальный удельный расход энергии на проветривание рудников достигается при иерархическом расположении внешних и внутрисетевых источников тяги. Такой принцип конструирования вентиляционных сетей позволяет увеличить коэффициент доставки и использования воздуха, и создает предпосылки для стратегической и оперативной оптимизации управления воздушными потоками, особенно при применении технологии с частичным повторным использованием воздуха.

Практическая ценность результатов исследований заключается в следующем:

- разработан методически и оформлен нормативными документами комплекс вопросов, связанных с методами выделения рабочих зон в рудниках с относительно низкой газообильностью, там же установлены основные критерии определения степени опасности рабочих зон и предложены комплексные мероприятия контроля и управления воздушно-газовой обстановкой в них;

- разработана методика определения газообильности выработок рабочих зон, в которых процесс накопления газов с большой концентрацией имеет длительный характер;

- разработана методика определения стратегии управления вентиляцией рудников, построенная на основе исследований аэродинамических процессов, протекающих при регулировании потоков воздуха в вентиляционных сетях со сложной топологией;

- разработаны энергосберегающие способы вентиляции тупиковых горных выработок с применением безтрубного проветривания, источниками тяги эжекторного типа, в технологическом процессе проходки механизированными комплексами непрерывной отбойки руды;

- разработаны схемы и способы надежного и безопасного частичного повторного использования воздуха для проветривания подземных рудников;

- разработаны методы и средства контроля и управления воздухораспределением в руднике с частичным повторным использованием воздуха.

Диссертационная работа является обобщением научно - исследовательских работ выполненных в период с 1989-2000 гг. непосредственно автором, или при его научном руководстве и участии. Исследования проводились в Пермском государственном техническом университете и Горном институте Уральского отделения Российской Академии наук в соответствии с планами: общеакадемической проблемы 12.9. «Разработка месторождений и обогащение полезных ископаемых», раздел 12.9.1.7.6. «Оптимизация режимов проветривания, систем контроля и управления состоянием атмосферы и нормализация тепловых условий в горных выработках», проблемы 3.2.1. «Добыча твердых полезных ископаемых», тем «Достижение наиболее безопасной и экономичной разработки полезных ископаемых» и «Теоретические основы создания вентиляторных установок для подземных условий», а также отраслевыми научно-исследовательскими программами Союза производителей и экспортеров калия и соли (N гос. рег. 01910000511, 01880049971, 01860062159, 0186002169, 018600622171).

Реализация работы. Основные положения и рекомендации, разработанные по результатам проведенных исследований, использовались при подготовке основных нормативных документов газового режима и

проветривания калийных рудников России и республики Беларусь, применялись проектными подразделениями отраслевых институтов ВНИИГ (г.Санкт-Петербург), ОАО "Галургия" (г. Пермь), а так же академическими подразделениями УрО РАН (г. Пермь), ИЭЦ ВКФ ПНЦ УрО РАН (г. Березники), и производственными предприятиями ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит", ПО "Беларуськалий".

Внедрение разработанных методов контроля, способов управления, схем и средств проветривания осуществлено при непосредственном участии автора на калийных рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений в 1989-2000 гг. По внедренным результатам получен социальный и экономический эффект в размере около 3,8 миллиона рублей.

Разработанные мероприятия газового режима легли в основу параграфа 115 «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111- 95)», а также «Специальных мероприятий по безопасному ведению горных работ на Верхнекамском калийном месторождении в условиях газового режима». М., 1993 г. На сегодняшний день, данные мероприятия, применяемые в течение шести лет, позволили избежать не только аварийных ситуаций на Верхнекамских рудниках, но и допущения скоплений газов.

Разработанные системы контроля и управления основными параметрами проветривания калийных рудников использованы при проектировании для рудников СтКПРУ-2 ПО"Беларуськалий" и БКПРУ-2 ОАО "Уралкалий". На руднике СтКПРУ-2 ПО"Беларуськалий" данная система реализована в 1996 году.

Разработанные способы энергосберегающего проветривания реализованы в выполненным проектам на рудниках СтКПРУ-1, СтКПРУ-2, СтКПРУ-3, СтКПРУ-4 ПО "Беларуськалий", БКПРУ-1, БКПРУ-2, БКПРУ-4 ОАО"Уралкалий" и СКПРУ-1, СКПРУ-2, СКРПУ-3 ОАО "Сильвинит".

Проведены экспериментальные исследования по вентиляции труднопроветриваемых рабочих зон рудников Верхнекамского месторождения калийных солей, успешно прошли опытно-промышленные испытания

применяемые с этой целью способы и средства, в частности, пакет прикладных программ расчета вентиляции рудников, а также подземные вентиляторные установки, по результатам получено разрешение Госгортехнадзора России (с 1995 г.) о промышленной эксплуатации опробованного комплекса мер. Подобная работа проводится для рудников Старобинского месторождения.

Разработанные способы вентиляции сквозных и тупиковых горных выработок с 1993-1994 годов проходят широкомасштабные опытно-промышленные испытания на всех калийных рудниках Верхнекамского и (с 1997 года) Старобинского месторождений как в рабочих зонах не опасных по газу, так и отнесенных к опасным по газам.

Разработаны исходные данные и начато проектирование системы вентиляции с частичным повторным использованием воздуха рудника БКПРУ-2 ОАО "Уралкалий". Подобная работа начата и частично реализована на четырех рудниках ПО "Беларуськалий" (СтКПРУ-1-4).

На основании проведенных исследований разработаны и применяются следующие нормативно-технические документы:

- Мероприятия газового режима калийных рудников - параграф 115 «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111- 95)»;
- Специальные мероприятия по безопасному ведению горных работ на Верхнекамском калийном месторождении в условиях газового режима. М.,1993 г.-38 с.;
- Инструкция по отнесению рабочих зон калийных рудников Верхнекамского месторождения к опасным по газу / Утверждена ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит" и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ. - Пермь, 1993. - 5 с.;
- Методика проведения экспериментальных исследований по вентиляции трудноproветриваемых рабочих зон (ТПРЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей / Утверждена ОАО "Уралкалий, ОАО "Сильвинит" и согласована Госгортехнадзором РФ [illegible].93. - Пермь, 1993. - 13 с.;

- Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников / Утверждена Союзом производителей калия и согласована Госгортехнадзором РФ 18.02. 99.- Москва, 1999.- 25 с.;

- Руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон (ТПЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей / Утверждено Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95. М., 1995. -12 с;

- Методика проведения опытно-промышленных испытаний способа активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ. - Пермь, 1995. - 14 с.;

- Инструкция по замеру количества воздуха, проходящего в сечении выработки, проводимой комбайновыми комплексами с применением забойных установок активного проветривания, на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ. - Пермь, 1996. - 12 с.;

- Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках Верхнекамского калийного месторождения (монография). - М.: Недра, 1992. - С. 470 (глава 8 - раздел 8.3.4).

- Забойная установка активного проветривания (ЗУАП) с вентиляторами типа В-2М, ВМЭ-5, ВМЭ-6 (Техническое описание и руководство по эксплуатации) (временное). / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ПО "Беларуськалий".- Солигорск, 1997. - 37 с.;

- Инструкция по замеру количества воздуха, проходящего в сечении выработки, проводимой комбайновыми комплексами с применением забойных установок активного проветривания, на рудниках "Беларуськалий" / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ПО "Беларуськалий".- Солигорск, 1997. - 12 с.;

- Методика исследования процессов образования внутрирудничных и внешних утечек воздуха / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ПО

"Беларуськалий". - Солигорск, 1997. - 11 с.;

Под руководством и при непосредственном участии автора проведено внедрение разработанных научно-методических материалов в учебный процесс обучения слушателей центра повышения квалификации, а также студентов горных специальностей в Пермском государственном техническом университете.

Личный вклад автора:

- основная идея представленной работы, постановка задач исследований и разработка методологии их решений, научное и методическое руководство исследованиями, результаты которых приведены в диссертационной работе;
- разработка методик исследований на физических моделях, лабораторных, натурных и вычислительных экспериментов и участие в проведении экспериментальных работ по выявлению закономерностей процессов аэрогазодинамики рудников;
- разработка теоретических положений исследований комплекса вопросов, связанных с выделением рабочих зон и критериев степени их газовой опасности;
- обоснование и разработка перечня мероприятий газового режима рудников;
- разработка методики вычислительного эксперимента по исследованию закономерностей аэродинамических процессов, протекающих при регулировании потоков воздуха в элементах вентиляционных сетей со сложной топологией;
- разработка способов вентиляции горных выработок (способа предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола, способа использования вентиляторных эжектирующих установок, способов проветривания тупиковых выработок, способов вентиляции рудников с частичным повторным использованием воздуха);
- теоретическое обоснование, исследование в натурных условиях и разработка методов и средств контроля и управления воздухораспределением надежного и безопасного частичного повторного использования воздуха для проветривания подземных рудников.

Апробация работы. Положения диссертации докладывались автором на совещаниях, семинарах и научно-технических конференциях, в том числе:

- научно-техническая конференция "Комплексное освоение недр и охрана окружающей среды", Пермь, 1989;
- две научно-технические конференции "Совершенство добычи и переработки калийных солей", Солигорск, 1988 и 1990;
- научный семинар по проветриванию рудников, Кунгур, 1989;
- международный симпозиум "Автоматизация научных исследований в геологии, горном деле, экологии и медицине (профзаболевания)", М. 1991;
- на кафедрах: охраны труда и рудничной вентиляции ППИ, 1989 - 1991; горной техники и технологии БФ ППИ, 1987-1993;
- международный симпозиум "Проблемы безопасности в зонах градопромышленных агломераций", М. - Пермь, 1995;
- Всероссийская научно-практическая конференция "Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона", Березники , 1996;
- международная конференция "Горные науки на рубеже XX1 века", М. -Пермь, 1997;
- научная сессия "Комплексное освоение недр Западного Урала", Пермь, 1998 г.;
- Мельниковские чтения, Екатеринбург, 1998;
- пятый (XXIV) Уральский Горнопромышленный Съезд, Оренбург,1999 г;
- международная конференция «Проблемы безопасности и совершенствование горных работ»,Москва - Санкт-Петербург 1999 г;
- технические совещания и советы ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит", ПО "Беларуськалий", 1989-2000 гг.

В полном объеме диссертация докладывалась и обсуждалась на расширенных заседаниях УС Горного института УрО РАН и кафедры экологии, аэрологии и охраны труда СПГТИ в 1998-99 году.

Публикации. Основное содержание проблем, которым посвящена диссертация, опубликовано автором в 42 работах, в том числе, мо-

нография, 15 авторских свидетельствах и патентах, подтверждающих новизну решений.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, семи глав, заключения и приложений; изложена на 398 страницах машинописного текста и содержит 85 рисунков и графиков, 35 таблиц, список литературы из 338 наименований.

Автор выражает благодарность за внимание и поддержку при выполнении работы, ценные советы и критические замечания всем, кто способствовал написанию этой работы и, в первую очередь, сотрудникам Березниковской лаборатории стационара и лаборатории аэрогазодинамики и теплофизики Горного института УрО РАН, инженерно-техническим работникам ОАО "Сильвинит" (г. Соликамск), ОАО "Уралкалий" (г. Березники) и ПО "Беларуськалий" (г. Солигорск) за сотрудничество при опытно-промышленных испытаниях и внедрении результатов работы. Особая благодарность научным руководителям.

1. СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ПРОБЛЕМЫ, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ.

Атмосфера подземных пространств рудников формируется в процессе движения воздуха, поступающего с поверхности Земли, по системе горных выработок. Существенную роль в формировании параметров атмосферы рудников играют микроклимат и газовый состав воздуха того района, где они расположены. По мере продвижения в вентиляционной сети воздушный поток испытывает различные физические воздействия и химические превращения. Эти процессы способны изменить свойства воздуха и сделать его опасным, или, напротив, полезным для жизнедеятельности людей.

Накопленный опыт изучения процессов аэропылегазодинамики, изложенный в работах Скочинского А.А., Комарова В.Б., Медведева И.И., Красноштейна А.Е., Поляниной Г.Д., Воронина В.Н., Патрушева М.А., Мясникова А.А., Ушакова К.З., Пучкова Л.А., Рязанцева Г.К., Клебанова Ф.С., Милетича А.Ф, Ярцева В.А., Идельчика И.Е., Альшулья А.Л., Адамова Г.А., Флятау Р.С., Мохирева Н.Н., Сметанина М.М., Файнбурга Г.З., Альменко Н.И. и многих других, позволил создать систему обоснованных требований, нормирующих опасные факторы и параметры воздушной среды. В тоже время опыт эксплуатации рудников показывает, что поддержание безопасных условий ведения горных работ существующими методами, способами и средствами проветривания требует громадных энергетических затрат.

Горнодобывающая промышленность России является одним из главных потребителей электрической и тепловой энергии. Ежегодно на нужды только подземных горных предприятий расходуется свыше 100 млрд. кВт/ч электроэнергии и более 10 млн. Гкал тепла. Значительная часть этих затрат (не менее 15%) расходуется на вентиляцию и обогрев подаваемого в шахту воздуха. При этом, например, регулярно проводимый анализ на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей показал, что доля затрат электроэнергии на вентиляцию рудников, возросла с 8-10 % в 1977-90 гг. до 30-50 % в 1997-2000 гг.

Очевидно, что назрела необходимость в создании технологических методов энергосбережения при решении проблем нормализации состава и микроклимата атмосферы подземных рудников. При этом все нормируемые параметры рудничной атмосферы должны рассматриваться как единый комплекс. Сокращение затрат на поддержание этого комплекса в заданных пределах, возможно при уменьшении энергопотребления на управление каждым из параметров.

Рассмотрим формирование этих параметров, в условиях калийных рудников начиная с газового состава атмосферы.

1.1. Особенности формирования газового состава атмосферы в подземных пространствах рудников.

Разработка калийных месторождений в большинстве случаев сопровождается выделением в рудничную атмосферу взрывоопасных, вредных и значительно реже ядовитых газов [1, 2 , 3 , 4 , 10, 127, 239, 329].

Генезис газов тесно связан с условиями формирования месторождений и последующими тектоническими процессами, происходившими в период существования залежи [5, 6 ,7, 213]. Формирование месторождений происходило в различные геологические периоды. В Пермский период образовались Верхнекамское, Прикаспийское, Карлсбадское (США) месторождения, а также месторождения Германии [8 ,9 , 10, 126, 231]. Время образования Старобинского месторождения относится к Девонскому периоду, Прикарпатского и Эльзасского (Франция) - третичному [11 ,12 , 13 , 14, 127, 321]. В основном считается, что формирование месторождений происходило в морских лагунах. Подобное мы можем наблюдать и в современности, например, залив Кара-Богаз-Гол или Мертвое море.

Содержание солей NaCl, KCl, $MgCl_2 6H_2O$, $MgSO_4$, $CaSO_4$, $Ca(HCO_3)$ и других в морской воде изменяется в широких пределах от 1,03 до 3,63 % веса или от 2 до 4 % объема [15, 123, 234].

При насыщении раствора солей в морской лагуне вначале выпадают в осадок наиболее труднорастворимые соли, например карбонаты кальция и магния, - образуя отложения известняка, доломита и мер-

геля, затем все более легкорастворимые, такие как сульфаты кальция (гипс и ангидрит), хлористый натрий (галит), смесь хлористого калия (сильвинит) [16, 17, 18, 312]. При еще большей концентрации раствора могут выпасть в осадок такие соли, как каинит и кизерит, и, наконец, наиболее легкорастворимые соли (карналлит и бишофит). Последовательность выпадения солей в осадок зависит от многих факторов: гидрогеологических, геохимических, климатических и др. Поэтому описанная последовательность выпадения солей может нарушаться [19, 20, 73, 77, 245, 222].

Образование газов в залежах солей на разных месторождениях происходило неодинаково. Существует несколько точек зрения о природе происхождения газов в солях Верхнекамского месторождения [21, 22, 23, 24, 32, 74, 188]. Исследования Н.К.Чудинова показали, что образование газов в большой степени связано с жизнедеятельностью микроорганизмов в солеродном бассейне. Эта точка зрения была подтверждена работами немецких ученых [25, 26, 33, 321, 234].

В процессе кристаллизации газы захватывались массой кристаллов. В дальнейшем, рассеянный в горной породе газ, в период тектонических процессов под воздействием высокого давления и неравномерного его содержания в массиве стремился заполнить свободные трещины и пустоты. При этом, из горной породы, вследствие законов диффузии в первую очередь выжимались легкие газы (водород), затем более тяжелые (метан и углеводороды метанового ряда) и, наконец, самые тяжелые (азот, оксиды и диоксиды азота и углерода и т.п.) [27, 28].

Такой взгляд на историю образования газов и накопления свободных газов подтверждается данными по газоносности пород Верхнекамского и Старобинского месторождений, полученными при систематических исследованиях проводимых под руководством Медведева И.И., Красноштейна А.Е. и Поляниной Г.Д., где наиболее газонасыщенными являются трещиноватые зоны массива. Особенно четко эта закономерность прослеживается на карналлитовом пласте В Верхнекамского месторождения [29, 30, 234, 243].

Захват газов в момент кристаллизации и разложение органических остатков - основные причины газоносности пород Старобинского, Калушского, Артемовского и других калийных и соляных месторождений [31, 256]. Углекислый газ оставался в калийном пласте, захватываясь образующимися кристаллами солей [31, 32, 121, 163, 230].

Анализ генезиса газов различных месторождений позволяет выделить три основных источника их образования в калийных пластах и залежах: - газы образовавшиеся в результате разложения органических веществ и жизнедеятельности бактерий; - газы, образовавшиеся в результате воздействия на калийные залежи термальных источников, богатых солями и углекислотой; - газы, привнесенные в калийные месторождения из окружающих битуминозных пород и нефтяных месторождений [33, 123, 246, 299, 305].

В соответствии с современной точкой зрения [12, 35, 41, 120, 321] газы, накопившиеся в месторождениях, во вмещающих породах и полезном ископаемом, можно подразделить на: - свободные - скопления газов, заполняющие всякого рода трещины и пустоты; - связанные - рассеянные газы, пропитывающие массу породы, которые делятся на микровключенные (заключенные в кристаллической решетке солей) и межкристаллические (поровые, сорбированные и др.).

Свободные газы находятся под большим давлением (до 80-120 атм.). Значительные скопления свободных газов, находящихся в трещинах или полостях, при вскрытии горными работами выделяются суфлярно [23, 42, 120, 239].

Газы закрытых пор и связанные межкристаллические газы могут выделиться только при разрушении структуры породы, а внутрикристаллические - при разрушении кристаллов, например, при растворении водой. Газы, содержащиеся в кристаллах, присутствуют почти во всех соляных минералах. Освобождающиеся пузырьки газа имеют давление 8-12 атм. [34, 123, 255].

Разрабатываемые пласты и вмещающие породы Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей содержат в микровключенном и свободном виде природные газы, в состав которых входят

метан, тяжелые углеводороды, водород, сероводород, окись углерода и многие др.[23, 34, 123].

Скопление свободных газов наблюдается в двух формах: приконтактные (прикоржевые) и гнездовые (очаговые). Распределение газов, их количественный и качественный составы как по месторождениям в целом, так и в пределах отдельных шахтных и выемочных полей, пластов, участков крайне неравномерны и носят локальный характер.

Газоносность пород по горючим газам (метан + водород) колеблется от 0 до 1,5-1,7 $м^3/м^3$ пород. В качестве примера в табл. 1.1 приведена газоносность пород на некоторых участках рудников [21, 41, 321].

Породы отличаются весьма низкой газопроницаемостью. Относительная газообильность проводимых выработок не превышает 0,15-0,2 $м^3/м^3$ горной массы - по сильвинитовым пластам и 1,2 $м^3/м^3$ - по карналлитовому пласту (табл.1.1). Гнездовые скопления, в том числе и мульды погружения, представляют собой зоны с повышенной пористостью пород, заполненные газом под большим давлением (до 80-120 атм.). При вскрытии их шпурами, скважинами, исполнительными органами комбайнов, трещинами, взрывными работами возможны суфлярные и внезапные выделения газов, в том числе с выбросом соли.

Газ обнаруживается только в момент разрушения горного массива и только в местах, где это разрушение происходит.

Отличие величин приведенных в табл. 1.1,по разным участкам превосходит трехсоткратный показатель.

На поступающих и исходящих струях блоков, добычных участков, панелей, пластов (даже наиболее газоносного карналлитового пласта), в общерудничных исходящих струях в течение всего времени эксплуатации рудников с помощью существующих методов и приборов газового контроля не было обнаружено содержания горючих газов.

В рудниках наблюдаются четыре вида газовыделений в горные выработки [23, 40, 111, 237, 321]:

- обычное - медленное непрерывное газовыделение из мелких трещин и пор породы;

Таблица 1.1.

Газовая обстановка (по горючим газам) на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей

Наименование рудника, пласта, панели.	Газоносность пород, ($м^3/м^3$)	Относительная газообильность выработок, ($м^3/м^3$)
Верхнекамское месторождение		
БКПРУ-1 пл. Кр-2, 5 ЮЗП.	0,25	0,072
БКПРУ-1 пл. АБ, 5-бис ЗП	0,46	0,154
БКПРУ-1 пл. В, 10 ВП.	1,67	1,132
БКПРУ-2 пл. Кр-2, 15 ЗП.	0,29	0,083
БКПРУ-2 пл. АБ, 12 ВП.	0,52	0,179
БКПРУ-4 пл. АБ, 1 ЮВП.	0,33	0,089
СКПРУ-1 пл. В, 2 БП.	1,39	1,131
СКПРУ-1 пл. Кр-2, 4 СП.	0,22	0,058
СКПРУ-2 пл. АБ, 4 ЮЗП.	0,11	0,105
СКПРУ-2 пл. Кр-2, 5 ВП.	0,28	0,081
СКПРУ-3 пл. Кр-2, 3 П.	0,21	0,049
СКПРУ-3 пл. АБ, 8 П.	0,63	0,093
Старобинское месторождение		
СгКРУ-1, 2гор., 1 СЗП.	0,07	0,006
СгКРУ-1, гор. 305м, 12 П	0,02	0,002
СгКРУ-1, 3 гор., 6 СВП.	0,14	0,011
СгКРУ-2, 2гор., 3 СЗП.	0,12	0,009
СгКРУ-2, 3 гор., 5 СВП.	0,16	0,013
СгКРУ-3, 2 гор., 12 ЮВП.	0,06	0,004
СгКРУ-3, 3 гор., 11 СВП.	0,21	0,051
СгКРУ-4, 3 гор., 9 СП.	0,27	0,069

– повышенное – резкое и кратковременное возрастание газовыделений из газонасыщенных зон, возникающее на фоне обычного;

– суфлярное – местное повышенное газовыделение из трещин и всякого рода пустот, вскрытых горными выработками, в подавляющем боль

шинстве случаев кратковременное (от нескольких минут до нескольких часов);

- внезапное - местное выделение большего, по сравнению с обычным количества газа, с одновременным разрушением части приконтурного массива, а иногда и смещением его (обрушением, вывалом, выбросом породы).

Обычные газовыделения, как показывают результаты исследований Медведева И.И., Красноштейна А.Е. [37, 40, 120] и Поляниной Г.Д. [12, 19], незначительны и поэтому не оказывают существенного влияния на ведение горных работ в калийных рудниках.

Средняя газоносность калийных пластов невелика, и составляет десятые доли $м^3$ газа на $м^3$ породы.

Эффективная пористость соляных пород, в особенности сильвинитов и каменной соли, очень велика, а газопроницаемость весьма мала.

Газопроницаемость соляным руд в призабойных участках массива повышается незначительно. Увеличение газопроницаемости больше при отбойке руды взрывным способом, чем при комбайновом. Обычные газовыделения характеризуются небольшими объемами и не приводят к повышению концентрации горючих газов выше допустимых норм. Однако, проветривание тупиковых выработок, также как и длинных очистных забоев, на сегодняшний день методически построено под данный вид газовыделений. Хотя доказана низкая вероятность загазования выработок этим способом выделения газа [25, 29, 145, 281]. А, следовательно, имеет место противоречие, разрешение которого нам предстоит совершить.

Максимальная газопроницаемость соляных пород связана с контактами различных по минеральному составу слоев и прослойков, а в пределах их - с местами включений минералов, значительно отличающихся по своему составу от солей. Миграция природных газов из одного пласта в другой в нетронутом массиве и в период разработки практически отсутствует. Отсутствует также миграция газа из глубин массива. Значительный подток газа может осуществляться из трещин,

вскрытых горными выработками, и по контактам солей с глинистыми прослоями. Из массива в горные выработки выделяется в основном свободный газ из соединенных между собой пор.

При разработке нескольких калийных пластов газовыделений в горные выработки из смежных пластов не наблюдается, что объясняется, с одной стороны, применяемой системой разработки, а с другой физико-механическими свойствами солей [22, 120, 290, 295].

На калийных рудниках, в отличие от угольных шахт, газовыделения из выработанного пространства незначительны. Многочисленные наблюдения в течение более 30 лет за составом рудничной атмосферы отработанных камер Соликамского калийного рудника показали, что горючие газы либо отсутствуют, либо их содержание не превышает сотых долей процента [12, 22, 189, 231].

Тем не менее, не исключены случаи значительных выделений газов. Они, в частности, могут быть вызваны деформацией и разрушением целиков и потолочин, а также повышенными и суфлярными выделениями.

Повышенные газовыделения происходят при вскрытии выработками горного массива в зонах, в которых, в силу физико-химических и механических изменений в локальной области, скопились небольшие по объему и с малым относительным давлением (до 5-10 атм.) газы [37, 40, 189, 312].

Площади, на которых рассредоточены внутри массива достаточно равномерно газы, способные вызвать повышенное газовыделение, по размерам не превышают 100-150 $м^2$, они встречаются достаточно редко. Расстояние между площадями, занимаемыми скоплениями газов многократно больше их поперечных размеров. Значительных по объемам пустот здесь не наблюдается, газ приурочен в основном к глинистым прослойкам или включен в межкристаллическое пространство [17, 50, 62, 168, 198, 288].

Занимаемые скоплениями газов площади рассредоточены в хаотическом порядке в продуктивной пачке пластов как по простиранию, так и по мощности ее.

Повышенное газовыделение прогнозировать наиболее затруднительно, так как оно начинается непосредственно в момент разрушения горного массива, однако, именно при этом коварном процессе газовыделений, как показывает практика, возникали негативные события (табл. 1.2).

Необходимо пересмотреть методологию организации контроля и управления газовым режимом рудников, нацелив ее на преодоление экстремальных условий в виде повышенных газопроявлений.

Суфлярные выделения связаны со скоплениями свободного газа, который заполняет относительно крупные полости в соляном массиве и находится под давлением. Они происходят при вскрытии этих пустот штурами, скважинами, горными выработками или трещинами. В этих случаях газ, как правило, выделяется интенсивно. Продолжительность газовыделения зависит от объема газового скопления и размеров путей, по которым выходит газ [29, 54, 121, 341].

Суфлярные выделения на калийных рудниках кратковременны и продолжительность их действия, в большинстве случаев, составляет минуты, реже часы. На Верхнекамских рудниках суфляры приурочены как к карналлитовому, так и к сильвинитовым пластам. При разработке карналлитового пласта в Соликамском руднике в отдельные месяцы было зарегистрировано до 177 случаев суфлярных выделений [52, 43, 188, 311]. Продолжительность действия большинства из них составляла несколько секунд. Объем выделившегося газа был, как правило, невелик. Силу таких небольших суфляров работники рудника определяют по звуку: хлопку, подобному выстрелу из ружья; звуку, напоминающему разрыв шланга со сжатым воздухом, и т.п. Рабочие отмечают ощущение холода, вызванное расширением газов.

А. А. Черепенников считал, что давление, под которым находится газ, теоретически может достигать 40-50 атм [23, 34]. Зарегистрированный максимальный объем выделившегося газа составил 6,2 $м^3$ [23, 128].

Суфлярные выделения из сильвинитовых пластов отмечены реже, чем из пласта В карналлитового состава. Однако, чаще, чем обычно,

Таблица 1. 2 .

ВСПЫШКИ И ВЗРЫВЫ ГОРЮЧИХ ГАЗОВ В РУДНИКАХ ВЕРХНЕКАМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

РУДНИК	Участок, Дата	Вид Аварии	Причина	Последствие
БПКРУ-2	Уклон ГКУ-1, 28.10.69 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Получили терм. Ожоги -3 ч.
СПКРУ-2	Пласт АБ, 26.06.76 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги лица и рук 1 чел.
БКРУ-2	Уклон ГУ-10 15.04.75 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Получили Термические ожоги 2 чел.
БКРУ-3	Уклон с пл. Кр-2 на пл. АБ 18.04.77 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги лица и рук 2 чел.
БКРУ-1	Пласт Кр-2 15.08.78 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги лица и рук 2 чел.
СКРУ-1	Пласт В, ГУ-11 11.10.78 г.	Горение газа	Взрывные работы	Нет
СКРУ-1	Уклон на пл. В 18.04.80 г.	Горение газа	Наличие открытого огня	Нет
БКРУ-3	Г П У 04.06.80 г.	Горение газа Взрыв	Наличие открытого огня	Погибло 5 человек
СКРУ-2	ГУ-10 16.10.82 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги лица и рук 1 чел.
БКРУ-1	ГУ- 8 15.01.84 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги лица и рук 1 чел.
БКРУ-4	ГУ- 4 21.11.86 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Погибло 2 чел., Ожоги 1 ч.
СКРУ-3	ГУ-5 10.11.90 г.	Вспышка, Взрыв	Наличие открытого огня	Погибло 2 чел., ожоги 4 чел.
БКРУ-1	ГУ-5 23.08.92 г.	Вспышка	Наличие открытого огня	Ожоги - 1 чел.
БКРУ-1	Пл.Кр.1 03.12.92 г.	Взрыв	Искры при разрыве кабеля самоходного вагона	Погибло 3 чел., ожоги - 3 чел.

они происходят на участках шахтного поля со значительным развитием пустот. Такие участки были отмечены и описаны в работах Поляниной Г.Д. на Первом Березниковском руднике в пределах 4-й и 5-й восточных панелей, приуроченных к сводчатой части, и на 2-й восточной панели, приуроченной к сводчатой части Березниковской брахиантиклинальной структуры [4]. Пустоты представляли собой открытые трещины длиной до 5 м и шириной 6-8 см.

При вскрытии суфлярных скоплений газа шпурами или скважинами отмечаются толчки газа, выбросы штыба, а иногда и выбросы бурового инструмента.

Происходили кратковременные повышения концентрации горючих газов в районе бурения, а при проведении выработок комбайнами - в забое. Выделение газов происходит в большинстве случаев незаметно для персонала, особенно при работающем оборудовании.

Внезапные выделения газа (выбросы), как уже отмечалось, сопровождаются одновременным разрушением части массива и смещением ее в виде обрушения, вывала или выброса породы. На калийных рудниках наблюдаются два вида внезапного выделения газа: внезапные обрушения соли с выделением газа и внезапные выбросы соли и газа. В обоих случаях происходящее событие носит динамический характер с массовым нарушением значительной части поверхностей массива и горных выработок. Его, несомненно, можно отнести к аварийной ситуации, при которой принимаются не стандартные, а специальные меры.

Воздействие такого события на формирование атмосферы подземных пространств рудников весьма велико, так, например, массовое обрушение во время землетрясения на СКПРУ-2 произвело загазование в объеме 900 000 $м^3$ горючих газов. Нарушилась вентиляция всего рудника, а последствия аварии ликвидировались 16 дней.

Внезапные выбросы происходят весьма редко, их последствия ощутимы настолько, что дальнейшая работа приостанавливается.

Таким образом, многолетними исследованиями доказано, что формирование газового состава атмосферы калийных рудников имеет ряд специфических особенностей:

- незначительная газопроницаемость массива, приводит к тому, что выделение газа происходит в основном непосредственно при разрушении пород;

- большие колебания обычных газовыделений, иногда приводящие к повышенным, связанные со значительной неравномерностью газоносности массива по пластам и шахтному полю;

- практическое отсутствие скоплений газа в опасных концентрациях в отработанном пространстве и на исходящих струях блоков, добычных участков, панелей, пластов и рудников;

- наличие повышенной опасности газовыделений, а также внезапных выбросов газа и пород.

В силу этих особенностей, наибольшую опасность представляют зоны ведения горных работ в районах, склонных к повышенным газовыделениям. Этот факт подтверждают статистические данные (табл. 1.2.). Пересмотр методологии организации контроля и управления газовым режимом рудников в свете выявленных особенностей, несомненно, позволит повысить безопасность работ в калийных рудниках.

1.2. Динамика аэрозолей в системе горных выработок.

Считается, что атмосферный воздух, поступающий в шахту имеет незначительное содержание аэрозолей, менее ПДК ($5*10^{-6}$ кг/м^3) [21, 22, 33, 42, 44, 123]. Проходя по системе горных выработок, воздух периодически насыщается аэрозолями, в том числе и крупными (пылью и рудной мелочью), а затем освобождается от последних, вследствие выпадения или прилипания частиц к поверхностям [, 25, 42, 218, 230, 321].

На дневную поверхность выноситься только мелкодисперсная аэрозоль, составляющая тысячные доли массы аэрозолей, контактирующих с атмосферой подземных пространств. А непосредственно на дневной поверхности в некоторых случаях (когда вентиляционные стволы оборудованы скиповым подъемом) в струю попадает аэрозоль, которая выбрасывается через вентиляторную установку в окружающую среду.

Взаимодействие потоков воздуха с взрывами, процессы массопереноса оказывают существенной динамикой и способны влиять на санитарно-гигиенические условия проветривания всех звеньев горных работ.

С целью общей оценки динамики взрывов в рудничной вентиляционной сети выделены представительные зоны вентиляционных путей, которые проветривают воздух (по поверхности до поверхности). В табл. 1.3 и 1.4 приведены длины отдельных участков вентиляционного пути в рудниках Зерновского и Старобешевского месторождений.

Представительное положение главных путей по обоим месторождениям оценивается неравномерно и поэтому могут быть использованы для составления обобщенной картины динамики взрывов. Следует подчеркнуть, что новой целью на данном этапе не является детальное описание характера переноса взрывов или точное воспроизведение процесса его возникновения и развития.

Мы лишь основываемся общих и с достаточной степенью упрощения, параметры загазованности воздуха (метану) концентрации газа в каждом отдельном участке вентиляционного пути. Эти параметры получены при исследованиях, выполненных под руководством Малинина Н.И., Кравченко А.Е., Овчарца М.М., Мокрова Н.Л., Ахмедова Н.К., Волошина Г.Д. и Зверева А.Е. и отчасти автора [21, 23, 42, 46, 76, 135, 150, 301]. Таким образом, выявляются как общие явления образования, так и места с наибольшим присутствием газа в воздухе.

На рис. 1.1.-1.4 представлены примерные графики изменения концентрации газа по длине вентиляционного пути для рудников Зерновского и Старобешевского месторождений, при этом они приведены для левого и правого склонов. Исследования показывают наличие зоны горных выработок, прилегающих к руде, особенно вентиляционных, места перепусков руды, движущихся автотранспортных потоков, отработанных участков в отработанных зонах и системах подземного транспортирования (графики, рис. 1.1 – 1.4, достаточно убедительно видно, что концентрация газа в воздухе на всем пути не снижается ниже ПДК. При этом, в летнее время в полуденный период в

Таблица. 1.3.

Длина вентиляционного пути, определенная для среднестатистического калийного рудника Верхнекамского месторождения.

НАИМЕНОВАНИЕ участка вент. пути	БКПРУ-1, Длина, (м)	БКПРУ-2, Длина, (м)	БКПРУ-4, Длина, (м)	СКПРУ-1, Длина, (м)	СКПРУ-2, Длина, (м)	СКПРУ-3, Длина, (м)	Усредн., Длина, (м)
Калориферные каналы	15	20	13	21	12	20	13-20
Подающие стволы	270	340	360	270	300	340	270-360
Околоствольный двор	200	300	500	200	300	500	200-500
Глав. воздухопод. выр.	7500	6000	5000	7000	6000	5000	5000-7000
Панельные штр.(входящ)	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000
Рабочие зоны (входящ)	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150
Очистные и подготовител. выработки	150-300	150-450	150-400	150-400	150-400	150-450	150-450
Рабочие зоны (исходящ)	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150
Панельные штр.(исходящ)	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000
Глав. вентиляц. выр.	7500	6000	5000	7000	6000	5000	5000-7000
Вентиляционные стволы	300	340	360	300	360	360	300-600
Надшахтные здания	15	15	10	20	20	20	10-20
Каналы Глав. Вент. Уст.	30	40	40	30	40	30	30-40
Вентиляторы и диффузор	18	18	15	15	18	18	15-18

Таблица. 1.4.

Длина вентиляционного пути, определенная для среднестатистического калийного рудника Старобинского месторождения.

НАИМЕНОВАНИЕ	СгКПРУ-1, Длина, (м)	СгКПРУ-2, Длина, (м)	СгКПРУ-3, Длина, (м)	СгКПРУ-4, Длина, (м)	Усредн. , Длина, (м)
Калориферные каналы	20	15	25	20	15-20
Подающие стволы	460	480	500	600	450-600
Околоствольный двор	200	400	400	300	200-400
Глав. воздухопод. выр.	7000	8000	7000	5000	5000-7000
Панельные штр.(входящ)	1000-5000	1200-4000	900-4000	1050-3000	900-4000
Рабочие зоны (входящ)	100-120	100-120	100-120	100-120	100-120
Очистные и подготовител. выработки	150-400	150-400	150-400	150-400	150-400
Рабочие зоны (исходящ)	100-150	100-150	100-150	100-150	100-150
Панельные штр.(исходящ)	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000	1000-4000
Глав. вентиляц. выр.	5000-7000	5000-7000	5000-7000	5000-7000	5000-7000
Вентиляционные стволы	460	480	520	620	450-620
Надшахтные здания	15	15	15	20	15-20
Каналы Глав. Вент. Уст.	30	30	30	40	30-40
Вентиляторы и диффузор	15	15	18	15	15-18

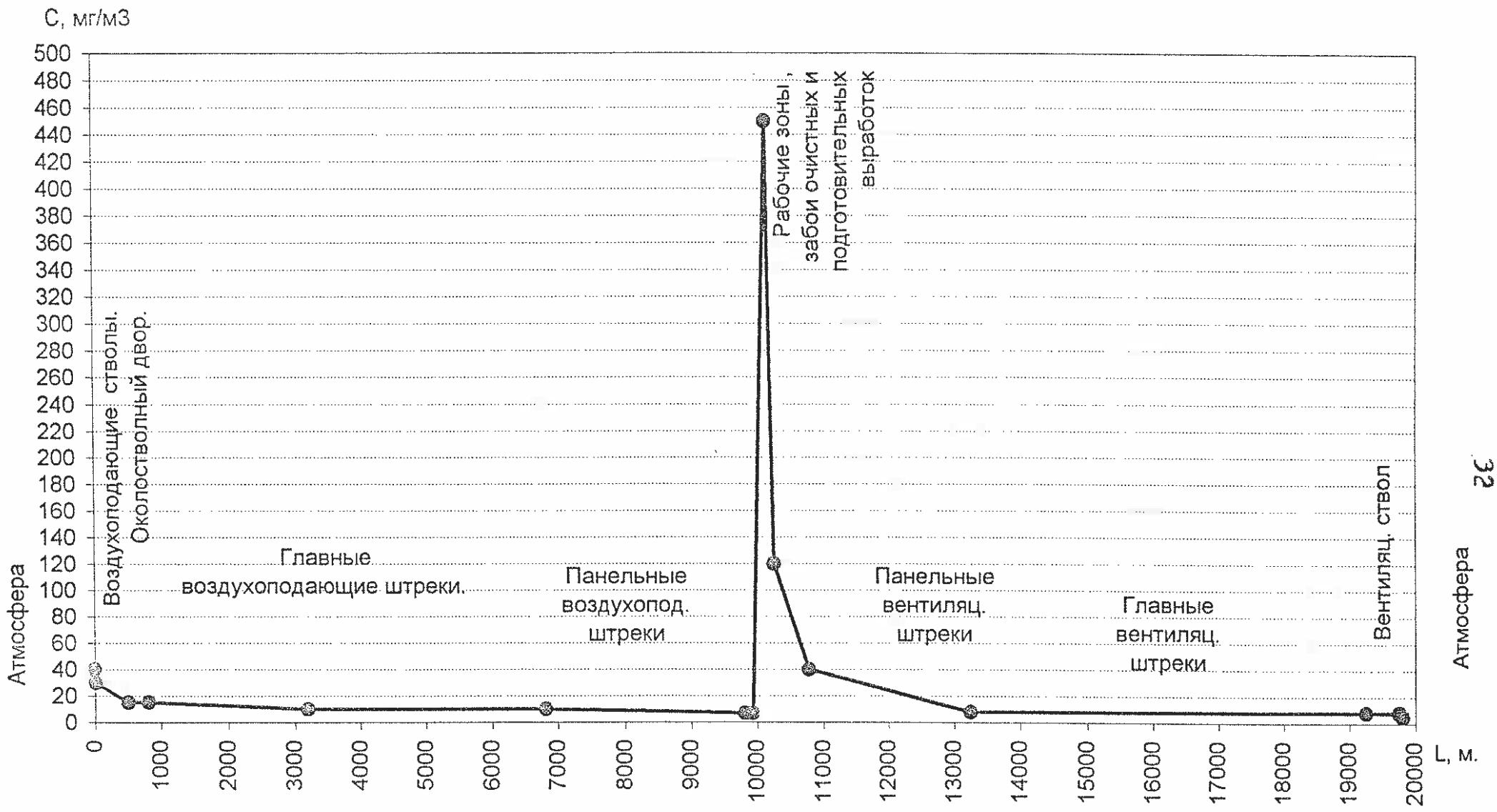


Рис.11. .Концентрация пыли в воздушной струе по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

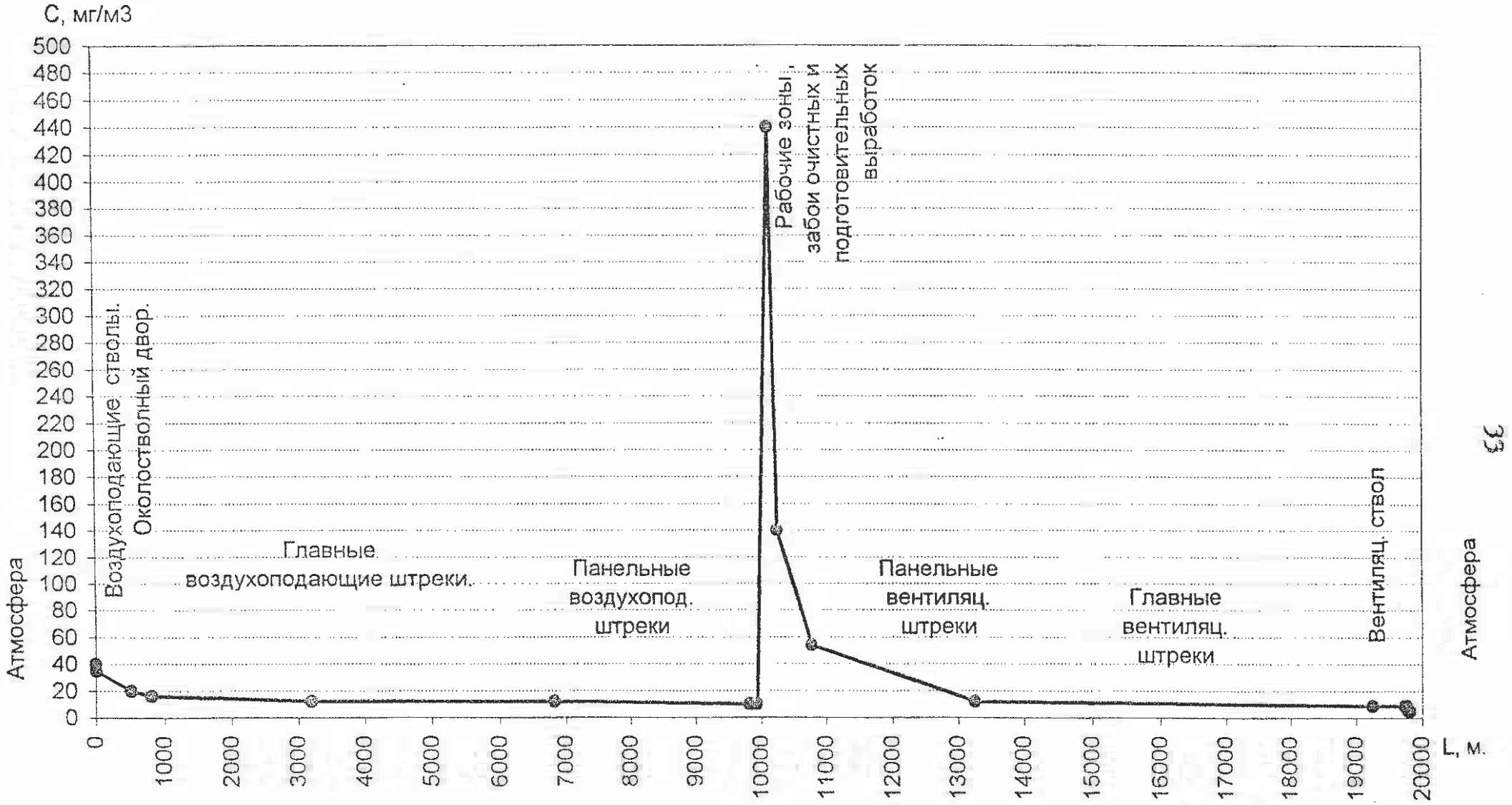


Рис.*1.2*.Концентрация пыли в воздушной струе по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

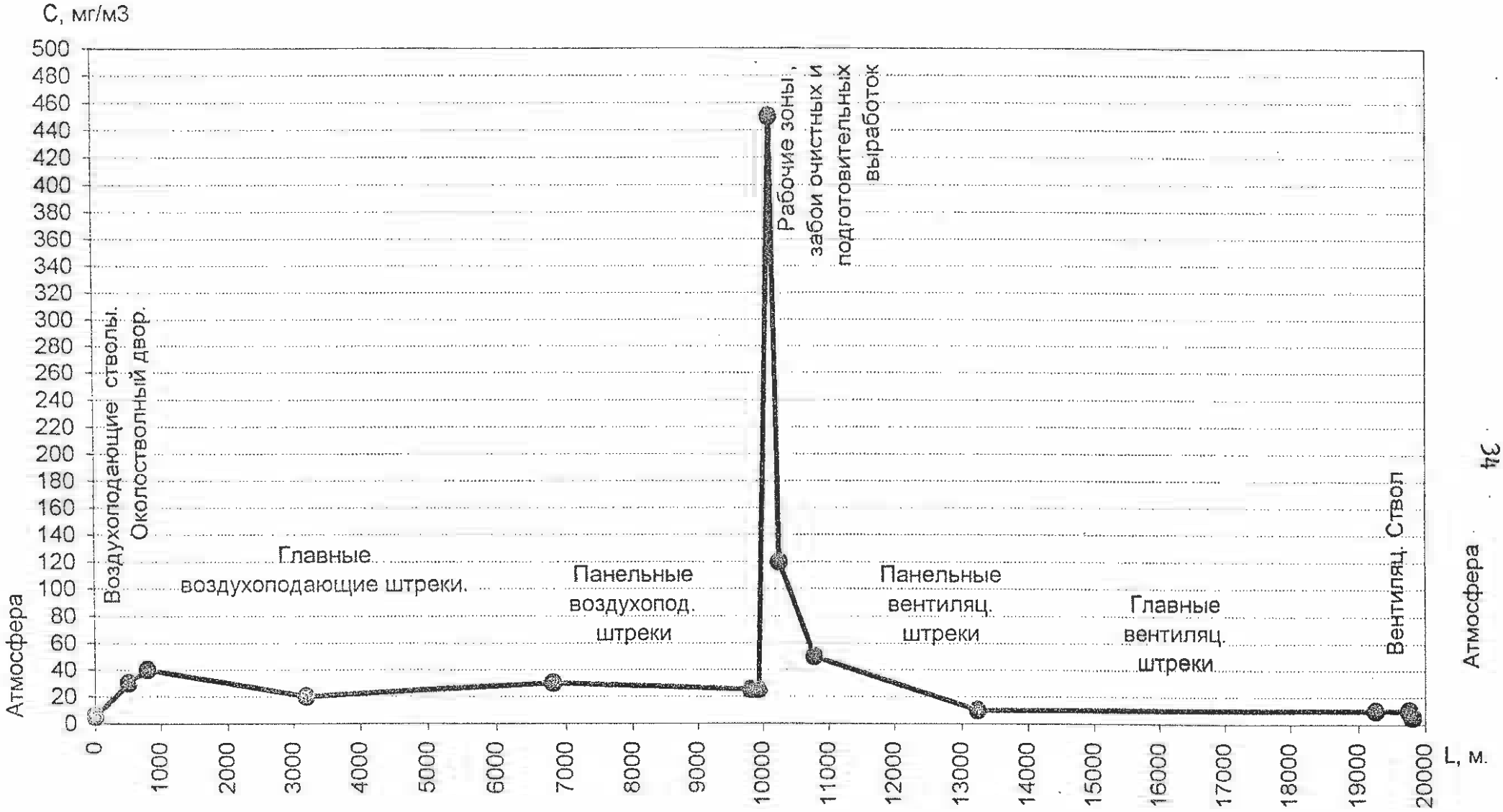


Рис.1.3.Концентрация пыли в воздушной струе по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

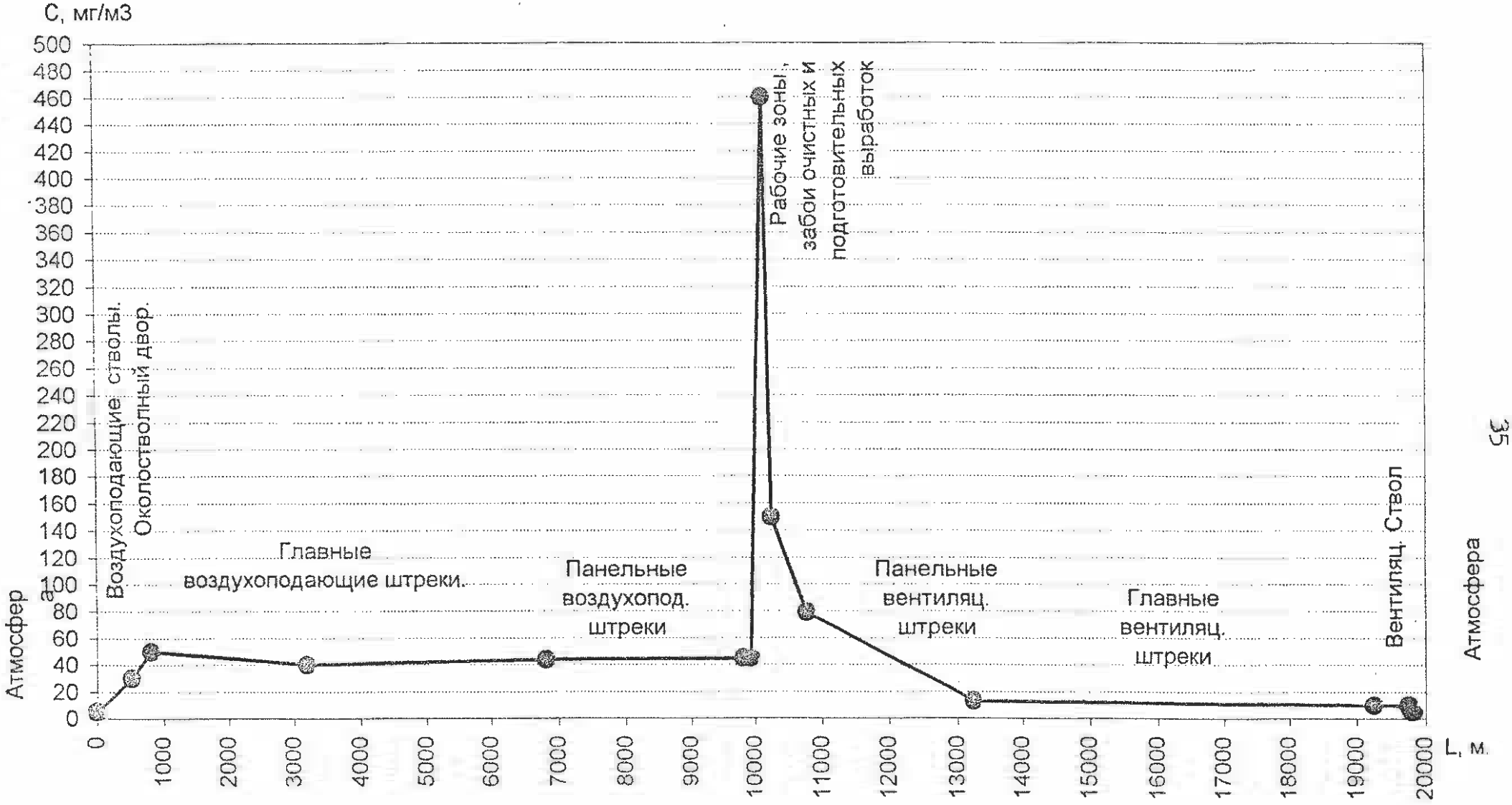


Рис.1.4.Концентрация пыли в воздушной струе по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

рудник концентрация привносимой пыли в несколько раз выше ПДК (рис. 1.1. и 1.2). В зимний период привносимой пыли значительно меньше ПДК (рис. 1.3. и 1.4). Однако, по пути движения воздуха к рабочим зонам ведения горных работ в летний период наблюдается меньшая (в 3-5 раз) запыленность, чем в зимний период (рис. 1.1. и 1.3, или рис. 1.2. и 1.4).

В тоже время, видно, что на исходящих струях рудников концентрация аэрозоля не меняется в зависимости от времени года. Она не только постоянна, но и ее величина (особенно на значительном удалении от зон ведения горных работ - более 2000 м) соизмерима с лучшими показателями, получаемыми на входящих струях в благоприятных климатических условиях - летом (рис. 1.1.- 1.4). В атмосферу отправляется практически обеспыленный воздух. Хотя следовало бы ожидать противоположного результата.

В рабочих зонах ведения горных работ, особенно в тупиковых подготовительных и очистных выработках, наблюдается резкое (в сотни раз) увеличение концентрации аэрозоля, она достигает порой нескольких сотен ПДК (рис.1.1. - 1.4). Наиболее значительным внутрирудничным источником поступления в атмосферу аэрозолей являются забои выработок, в которых применяется механизированная отбойка руды.

Воздух, вышедший из забоя выработки, имеет значительно меньшую концентрацию пыли, так как происходит во первых - разбавление, а во вторых - оседание части аэрозолей. Продвигаясь далее по вентиляционному пути, запыленность еще более значительно снижается, так как в разбавлении пыли участвует все большее количество воздуха присоединяющихся утечек, а так же воздуха, прошедшего через зоны, где приостановлена отбойка руды и ведутся другие работы. В тоже время аэрозоль укрупняется и оседает. На удалении от 1000 до 1700 м от зон ведения работ, как показано в работах Красноштейна А.Е., Сметанина М.М., Казакова Б.П. [42, 48, 76, 123], концентрация пыли приближается к фоновой, далее переносится незначительная доля этой аэрозоли. Оставшаяся в воздушном потоке мелкодисперсная

соляная аэрозоль, как доказано многолетними исследованиями Красноштейна А.Е., Папулова Л.М., Черешнева В.А. [76, 123], при небольшой концентрации является не только безвредной, а имеет оздоровительный эффект.

Таким образом, многолетними исследованиями в рудниках обоих месторождений установлено:

– на всем протяжении вентиляционного пути концентрация пыли в воздушном потоке не снижается менее ПДК;

- поступающая струя в зоны ведения горных работ, особенно в зимний период времени, имеет большую запыленность, чем общерудничная исходящая струя;
- с поверхности, особенно в летний период поступает воздух, имеющий большое количество пыли, причем эта пыль может иметь токсичные примеси, она нежелательна в атмосфере рудников;
- при общем невысоком аэрозольном фоне во всем пространстве рудников, превышающем ПДК всего лишь в несколько раз, в забоях горных выработок, особенно при механизированной отбойке руды, имеет место резкое увеличение концентрации пыли в воздухе до нескольких сотен ПДК. Именно забои горных выработок являются источниками особой опасности по пылевому фактору. Здесь практически не наблюдается влияния сезонных колебаний. Здесь же находятся постоянные рабочие места, в которых работает основная масса горнорабочих.

Для борьбы с выделяющейся в больших количествах пылью применяются различные способы, главными из которых являются [73, 125, 239, 312]:

– методы пылеподавления, основанные на рациональной организации проветривания как призабойной части, так и всей горной выработки;

– специальные способы и средства пылеподавления.

1. Обеспыливающее проветривание [75, 123, 213, 314]. Эффективность этого направления определяется двумя основными факторами: степенью разжижения аэрозоля чистым воздухом под действием турбулентной диффузии и вытеснением витающей пыли из проветриваемого

пространства.

Это наиболее простое и естественное направление пылеподавления, не требующее дополнительных материальных и трудовых затрат, оно совмещено с проветриванием.

Недостатком его является сложность обеспечения оптимальной скорости потока не только по всей длине выработки, но даже в призабойной ее части, т.к. при увеличении длины выработки растет сопротивление нагнетательного трубопровода, и, следовательно, падает производительность вентилятора при одновременном возрастании утечек.

Поэтому область применения вентиляции, как основного средства снижения запыленности до требуемого уровня, крайне ограничена.

2. Среди специальных способов борьбы с пылью на рабочих местах в горных выработках, при механизированной отбойке руды [75, 123, 213, 314], можно выделить:

- душирование рабочего места приточным воздухом [78];
- способы управления пылевыми потоками [85, 92, 129, 194, 230, 311];
- гидрообеспыливание и конденсационное пылеподавление [91, 95, 178, 321];
- пылеотсос и пылеулавливание [106, 107];
- рассредоточенная аспирация [111, 119].

Широкого применения на калийных рудниках не нашел ни один способ пылеподавления, за исключением применения вентиляции выработки. При этом, вентиляция выработки решает вопросы снижения запыленности воздуха побочно, наряду с прочими (газ, микроклимат и т.п.).

Анализ применения известных способов пылеподавления показал, что они:

- во-первых, не достаточно эффективны;
- во-вторых, требуют больших материальных и особенно энергетических затрат.

Общерудничные процессы формирования аэрозольной обстановки в

калийных рудниках во многом зависят от физических параметров шахтной атмосферы. Особенно от относительной влажности воздушных потоков.

В то же время, запыленность воздуха в призабойных пространствах, практически не зависит от изменения микроклиматических параметров общерудничной атмосферы. Здесь же наблюдается концентрация аэрозолей в десятки и сотни раз большая, чем в остальном пространстве подземного рудника. Объясняются эти факты высоким пылеобразованием в забоях горных выработок, особенно при механизированной отбойке руды, и недостатком влаги, находящейся в воздухе, для коагуляции сколько-нибудь значительной части витающей пыли.

Поэтому, в первую очередь необходимо решение проблем улучшения аэрозольной обстановки в призабойных пространствах, а затем во всем объеме подземного пространства рудника.

1.3. Термодинамические процессы в рудниках, их роль и значение в формировании микроклимата.

Изучение процессов термодинамики и нормализации теплового режима в основном являются актуальными при проветривании глубоких рудников и шахт, где вопрос искусственного регулирования температуры воздуха в подземных выработках приобретает особую важность. Наиболее изученным является температурный режим угольных шахт Донбасса и Кузбасса.

Труды Щербаня А.Н., Кремнева О.А., Ягельского А.Н., Воропаева А.Ф., Дядькина Ю.Д., Дуганова Г.В. и многих других [204, 205, 208, 209, 212] наиболее полно отражают основы теплофизических процессов, происходящих в атмосфере горных выработок. Основные, принципиальные теоретические положения этих работ с успехом могут быть использованы при регулировании микроклимата большинства шахт, в том числе и калийных рудников.

Конечной целью исследований является решение следующих задач:

- по известным теплофизическим параметрам поступающего в шахту воздуха определить его параметры в пространственной системе горных выработок в течение всего времени эксплуатации рудника;
- по заданным теплофизическим параметрам в различных точках рудничной вентиляционной сети, определить их требуемые значения в исходных точках всей сети или любой ее части.

Задачи эти охватывают большой перечень вопросов, в том числе и тепловлагообменные процессы в очистных и подготовительных выработках.

Представляют существенный интерес работы Ю.Д. Дядькина, выполненные для условий шахт районов вечной мерзлоты [1, 213, 214], в которых доказано, что в тепловом балансе шахты и рудника отдельная лава или очистная выработка не имеет определяющего значения.

Вместе с тем, множество работ посвящено регулированию и расчету теплового режима в отдельных тупиковых выработках или очистных забоях. Это работы Воропаева А.Ф., Чижова Б.Д. [210, 216], Красунцева С.М. [216], Кухарь [illegible].Н. [2], Меркулова В.А. [217, 220], Гурнева Т.С. и Хадзарагова Д.П. [21[illegible]], Бакирова У.Х. [221] и многих других авторов. Это особое внимание, безусловно, связано с тем фактом, что соблюдение требуемых условий микроклимата непосредственно на рабочих местах, является конечной целью любого регулирования. Само регулирование зачастую может быть обеспечено не только и не столько общерудничными средствами, а и рациональной организацией микроклиматических процессов, и прежде всего в зонах ведения горных работ.

Изучению проблем тепломассообмена на калийных рудниках посвящено достаточно большое количество научных работ. В них авторы подробно освещают физические параметры шахтного воздуха на всем пути его движения в рудниках, а также вопросы обеспечения комфортных условий в горных выработках и особенно при работе комбайнов в тупиковых забоях. Авторы Мустель [illegible].И., Медведев И.И., Красноштейн А.[illegible]., Патрушев М.А., Лужецкая Н.[illegible]., Сметанин [illegible].М., Казаков [illegible].[illegible]. [24, 75, 208, 209, 212] и другие, выполнили полный и достаточный

для своего времени анализ ситуации. Они разработали методы расчета, контроля и управления теплофизическими процессами и предложили способы решения основных проблем. Ими показано, что важнейшими показателями, подлежащими регулированию в калийных рудниках, являются температура и относительная влажность воздуха.

Для температуры воздуха существует верхний и нижний пределы. Так температура на всем пути движения воздуха должна быть положительной (более 2°С) и не превышать установленной нормы плюс 26 °С. Горные породы, слагающие месторождения калийных солей, имеют температуру от 7-12 °С - Верхнекамское месторождение и 14-24 °С - Старобинское. Воздух, контактирующий с окружающим массивом, постепенно сравнивается с ним по температуре, передавая массиву избыточную часть тепла или холода. Таким образом, основная масса воздуха, находящегося в руднике имеет приемлемую температуру.

Детальный обзор, построенный на известных данных, позволяет представить изменение температуры воздуха на всей длине вентиляционного пути (рис. 1.5-1.8), причем нашей целью не является точное описание процессов тепломассообмена, а лишь упрощенное воспроизведение на графиках усредненных показателей. Данный подход в последующем дополнится и расширится, а на первом этапе он позволяет выявить возникающие отклонения от принятых норм.

Изменение температуры в летний период в рудниках Верхнекамского месторождения (рис.1.5) выглядит так:

- наблюдается повышение температуры в воздухоподающих стволах;
- постепенно по длине пути воздуха (от 1500 до 2500 м) температура снижается, и ее значение приближается к температуре окружающего массива;
- в призабойной части выработок температура возрастает, однако не превышает нормативного параметра;
- в пределах зон ведения горных работ (до 500 - 600 м) значение температуры воздуха вновь снижается до параметров массива;
- в вентиляционном стволе происходит понижение температуры на 4-6 °С;

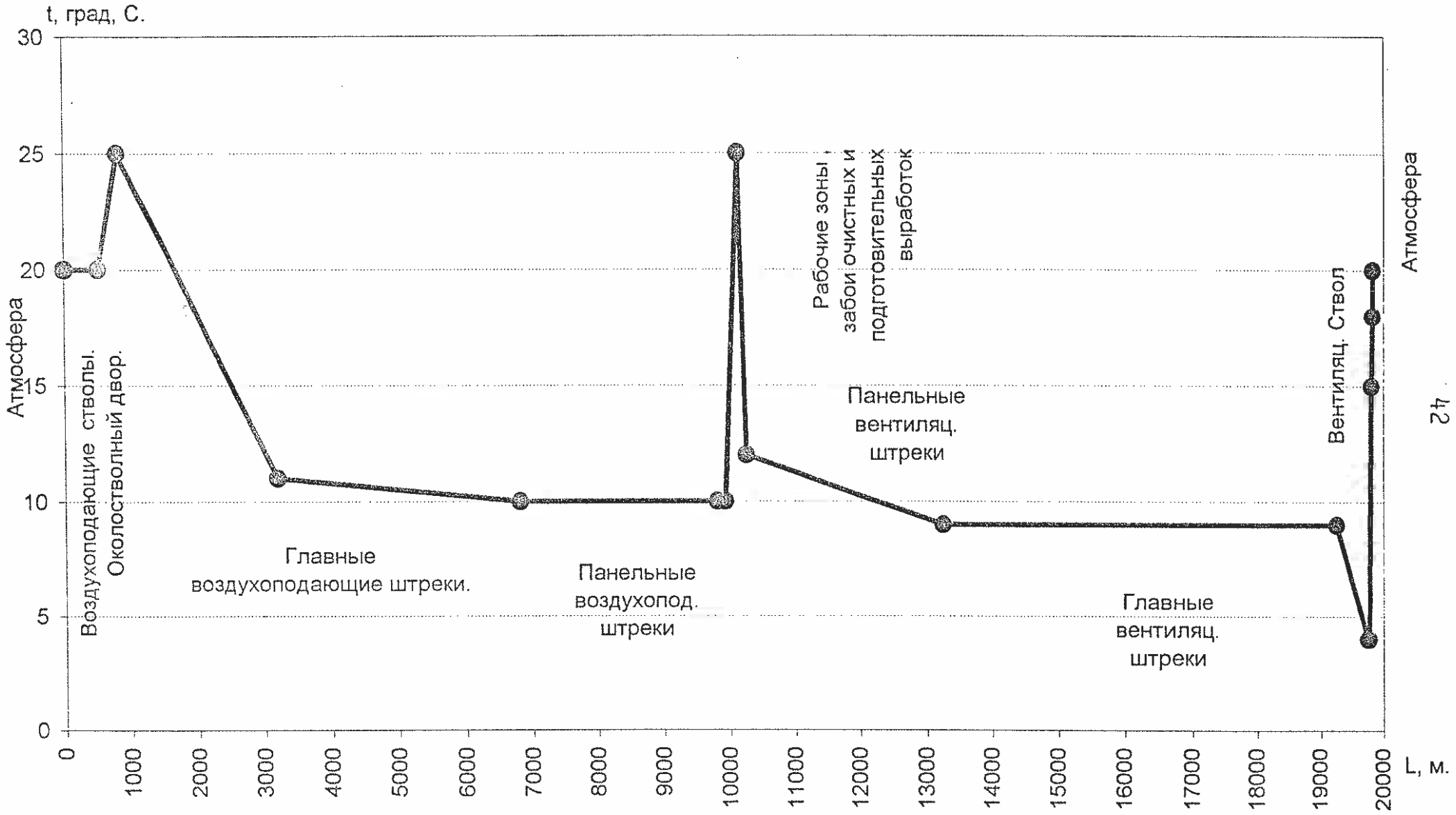


Рис.1.5. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

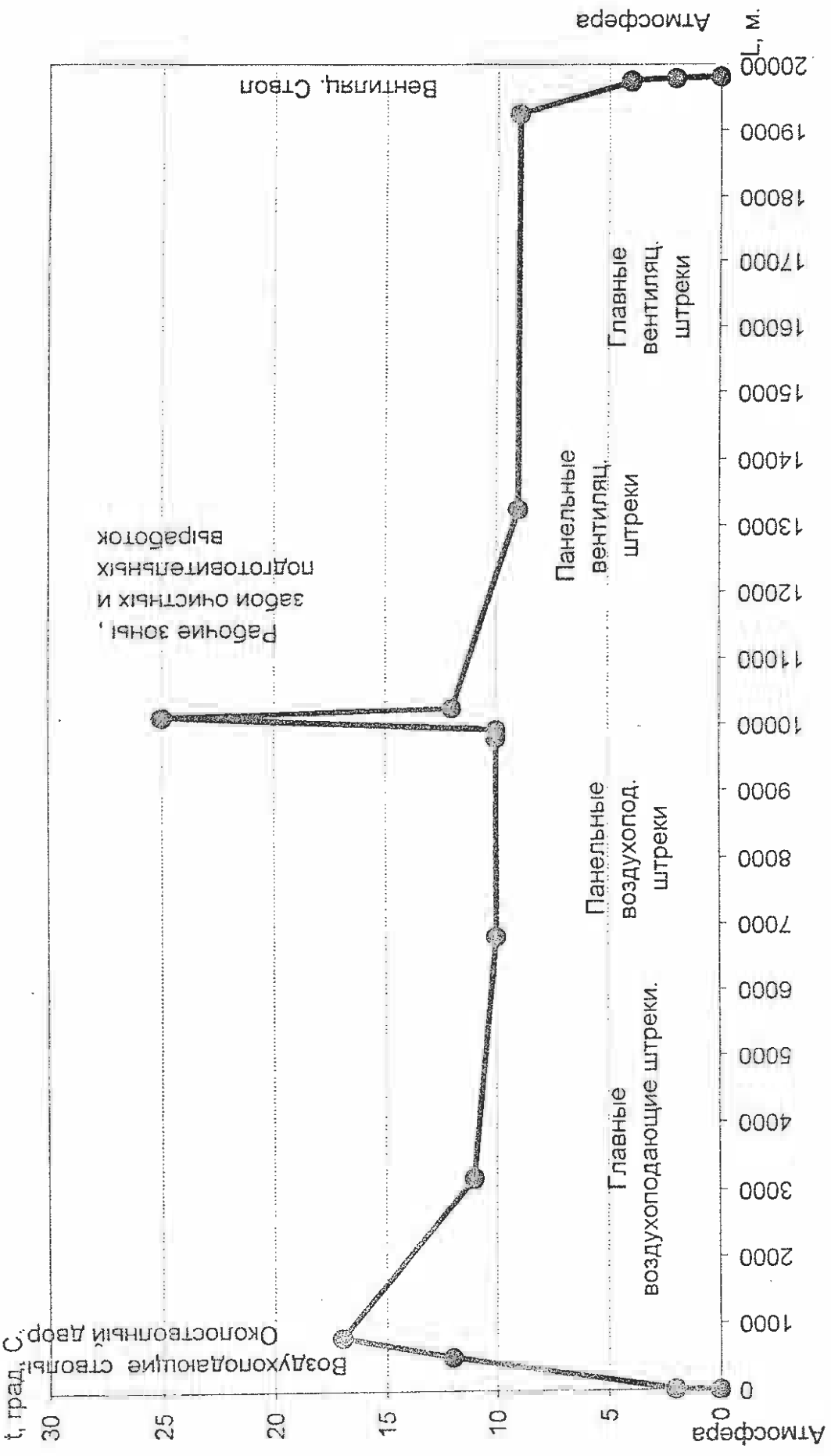


Рис.1.6.Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

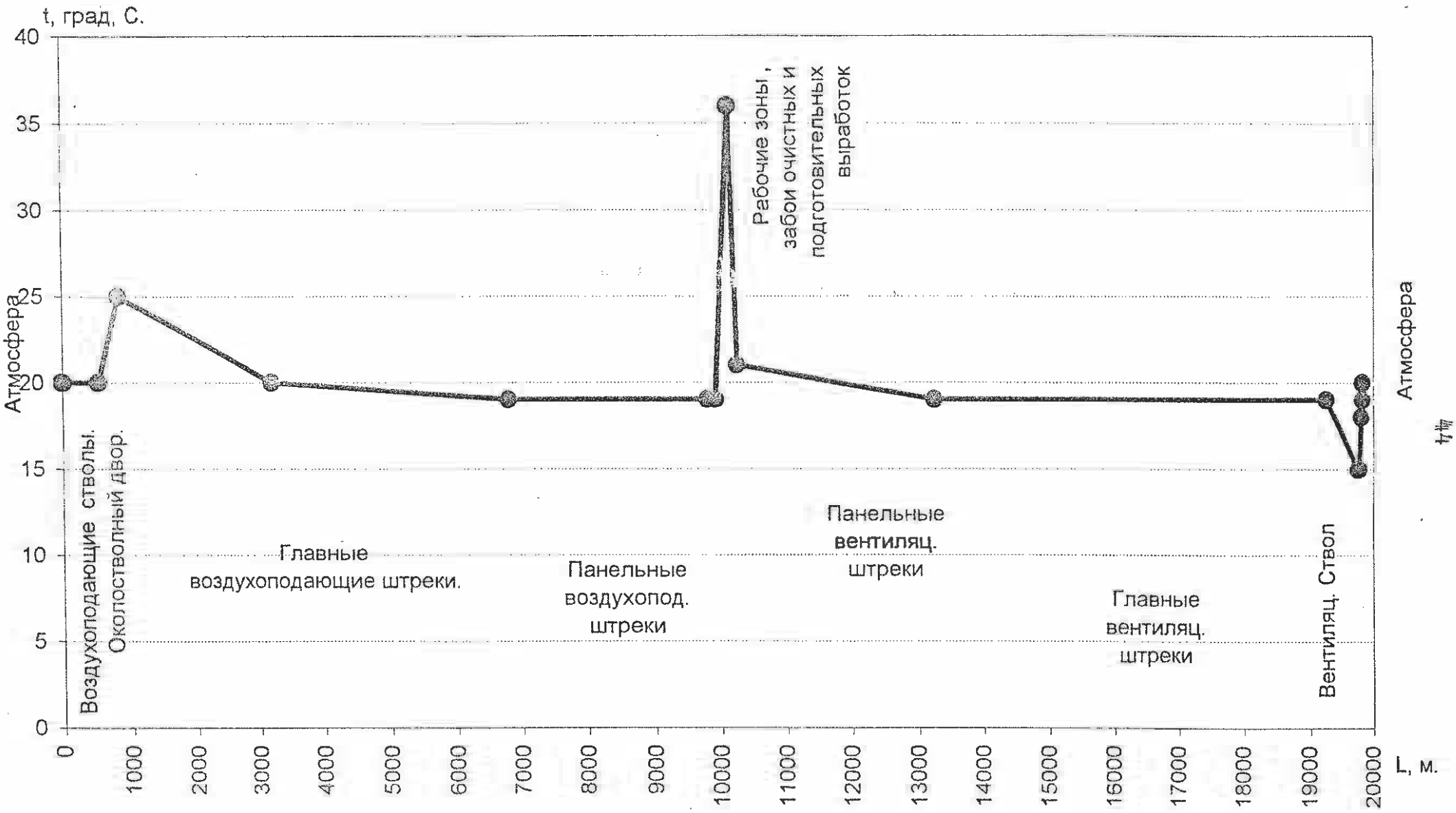


Рис.1.7. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

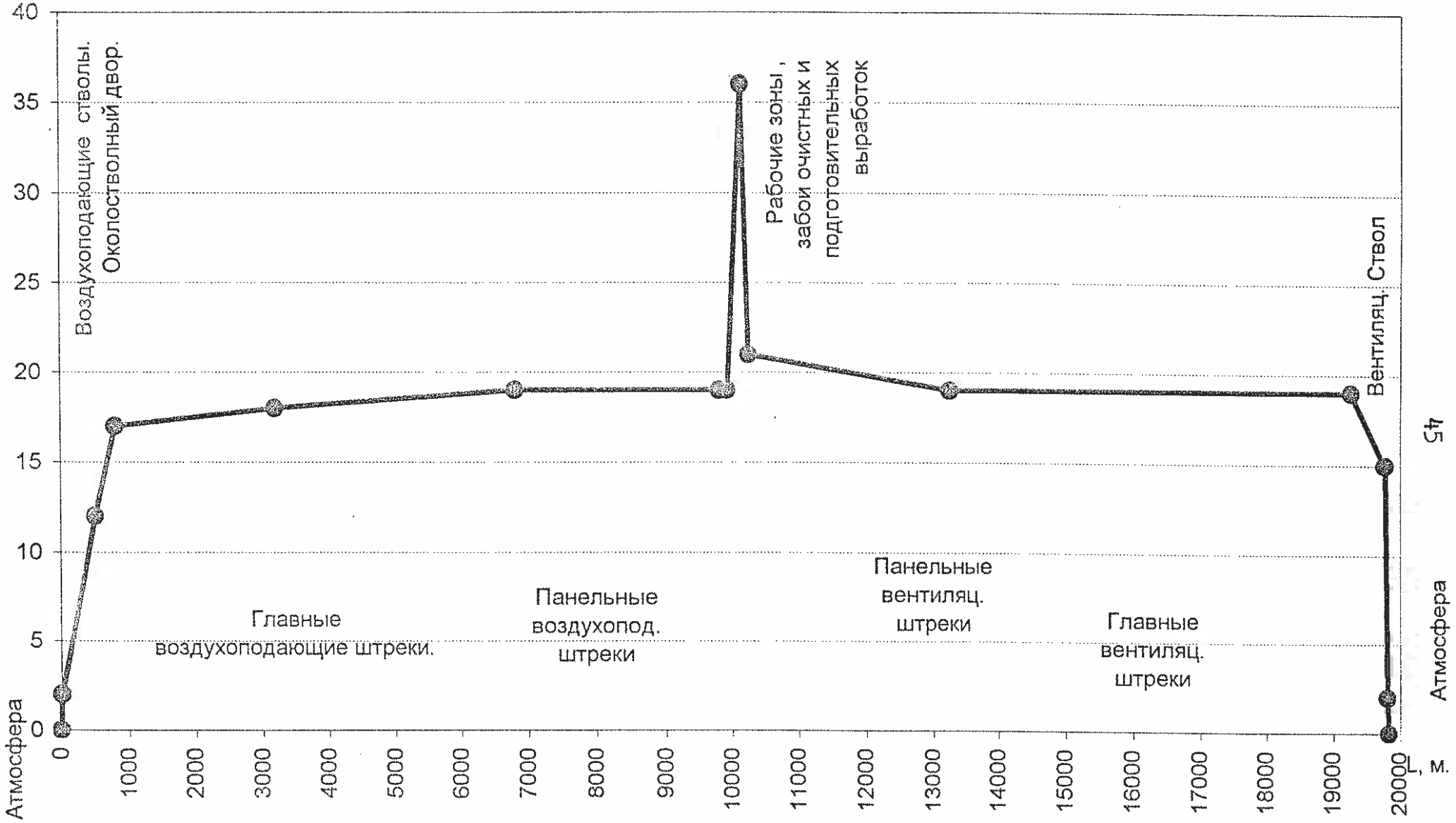


Рис.1.8.Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

- на поверхности, за счет смешения с внешними утечками и контакта с нагретыми атмосферным воздухом стенками каналов, шахтный воздух становиться теплее, а в диффузоре вентилятора ГВУ его температура сравнивается с атмосферной.

Зимний период года (рис. 1.6) отличается от летнего только тем, что входящая струя, ввиду отрицательных температур наружного воздуха, подогревается. Она поступает в ствол и, как правило, при нормальной работе калориферных установок, выходит из ствола с температурой несколько выше окружающего массива. Далее все происходит подобно летнему изменению температур.

Таким образом, нарушение нормируемых температурных параметров во внутрирудничной вентиляционной сети рудников Верхнекамского месторождения не наблюдается.

В рудниках Старобинского месторождения процессы теплообмена (рис. 1.7 и 1.8) зимой и летом во многом подобны происходящим на Верхнекамских. Однако, проходят они на уровне значения температур, практически в два раза большом. Поэтому, очевидно, наблюдается повышение температур в призабойных пространствах выработок до значений выходящих за верхний предел нормируемых параметров.

Следовательно, в рудниках Старобинского месторождения существуют проблемы снижения температуры воздуха в призабойных пространствах горных выработок.

Используя данные, полученные при исследованиях, связанных с изучением влияния влажности воздуха на состояние атмосферы и транспортных путей подземных пространств, авторами которых являются Медведев И.И., Красноштейн А.Е., Лужецкая Н.Д. [17, 73, 188, 196], можно представить общую картину изменения относительной влажности воздуха. Данный параметр важен потому, что выявлены значения порогового содержания влаги в воздухе, при превышении которого избыточная влага выпадает в горных выработках. Возникает это вследствие наличия в воздушной среде ядер конденсации, которые представлены соляным аэрозолем. Если в аэрозоле преобладает галитовая составляющая, то критическая относительная влажность воздуха

примерно равна 75-77%, если сильвинитовая - 65-66%, а при карналлитовой - 54-56%.

Выпадающая влага наносит ощутимый ущерб рудничному транспорту, системам электроснабжения и автоматики, вызывает коррозию металлических деталей и конструкций. Наибольшую опасность вызывает избыточная влага, проникающая в покровную часть автодорог рудника. Она способствует резкому снижению сцепления колес с дорогой и, как следствие, увеличению тормозного пути автомобиля. Как показывает статистика [170, 172], множественные аварии, происходящие особенно на уклонах или спусках, приурочены к периоду времени, когда в рудниках появлялись конденсационные рассолы. На сегодняшний день относительное содержание влаги в воздухе калийных рудников не является нормируемым параметром, хотя, с точки зрения безопасности и наносимого ущерба, возможно следует рассмотреть целесообразность принятия другого решения.

Летом по длине вентиляционного пути в рудниках Верхнекамского месторождения, наблюдается следующее изменение относительной влажности в воздушном потоке:

- в воздухоподающих стволах, из-за нагрева воздуха при постоянном влагосодержании, происходит некоторое снижение относительной влажности до 50-60%;
- далее, в главных и панельных воздухоподающих выработках за счет снижения температуры воздуха, происходит повышение влажности до критических значений. При этом начинает выпадать конденсационная влага;
- в рабочих зонах, особенно в призабойных пространствах, наблюдается резкое понижение показателя более чем на треть;
- на исходящих струях воздух имеет постоянные параметры, они близки к критическим значениям;
- в вентиляционном стволе, ввиду снижения температуры воздуха, влажность повышается (далее этот процесс будет рассмотрен особо по каждому руднику).

В зимний период (рис.1.10), в отличие от летнего (рис.1.9), существенно меняется положение в воздухоподающих выработках. Здесь ощущается недостаток влаги, так как влагосодержание холодного воздуха не превышает 0,7-0,9 г/м^3, а критическое влагосодержание соответствует величинам в 5-8 раз большим. Поэтому на данном участке вентиляционного пути имеется большой дефицит влагонасыщения, и выпавшая ранее конденсационная влага испаряется и переносится.

Таким образом, летом происходит выпадение влаги, а зимой ее вынос. Однако, из-за особых конденсационных свойств воздушной среды, насыщенной соляным аэрозолем, баланс влаги в рудниках Верхнекамского месторождения приводит к ее накоплению в объемах десятков тысяч и даже сотен тысяч тонн [188, 196, 333].

В рудниках Старобинского месторождения (рис. 1.11 и 1.12) влагообменные процессы в значительной степени подобны происходящим в Верхнекамских. Однако, ввиду того, что температура пород здесь выше, выпадение конденсационной влаги происходит в значительно меньший период времени и в меньших количествах - накопление ее не наблюдается. В тоже время, даже при мизерных воздействиях, конденсационная влага, попадающая на транспортные пути, находящиеся в выработках продуктивных пластов 2 и 3 горизонтов, приводит к серьезным последствиям, связанным с работой автотранспорта. В данных пластах - повышенное содержание глины, а при соединении ее с рассолами, даже на ровных участках, возникают места, где управление машиной проблематично.

Рассмотрим подробнее основные процессы, вызывающие изменение температуры и влажности воздуха при движении по вентиляционному пути [170, 172, 181, 192].

1. Повышение температуры, вследствие сжатия воздуха под действием силы собственного веса при спуске в рудник по стволам, и понижение температуры при выходе воздуха, как обратный процесс.

Изменение температуры в этом случае составляет около 1 °С на каждые 100 м глубины. Влагосодержание воздуха остается прежним, следовательно относительная влажность снижается или повышается.

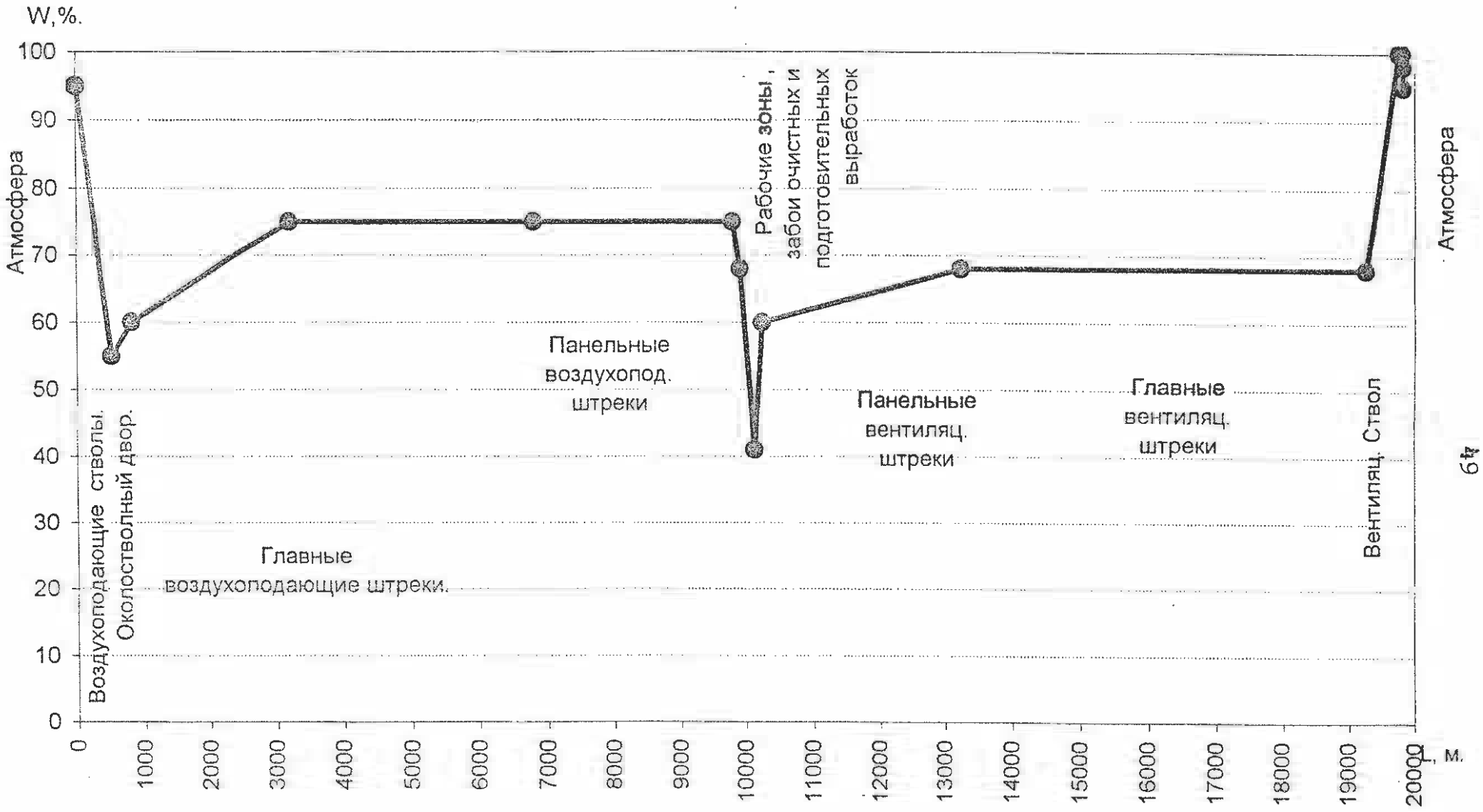


Рис.1.9.Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

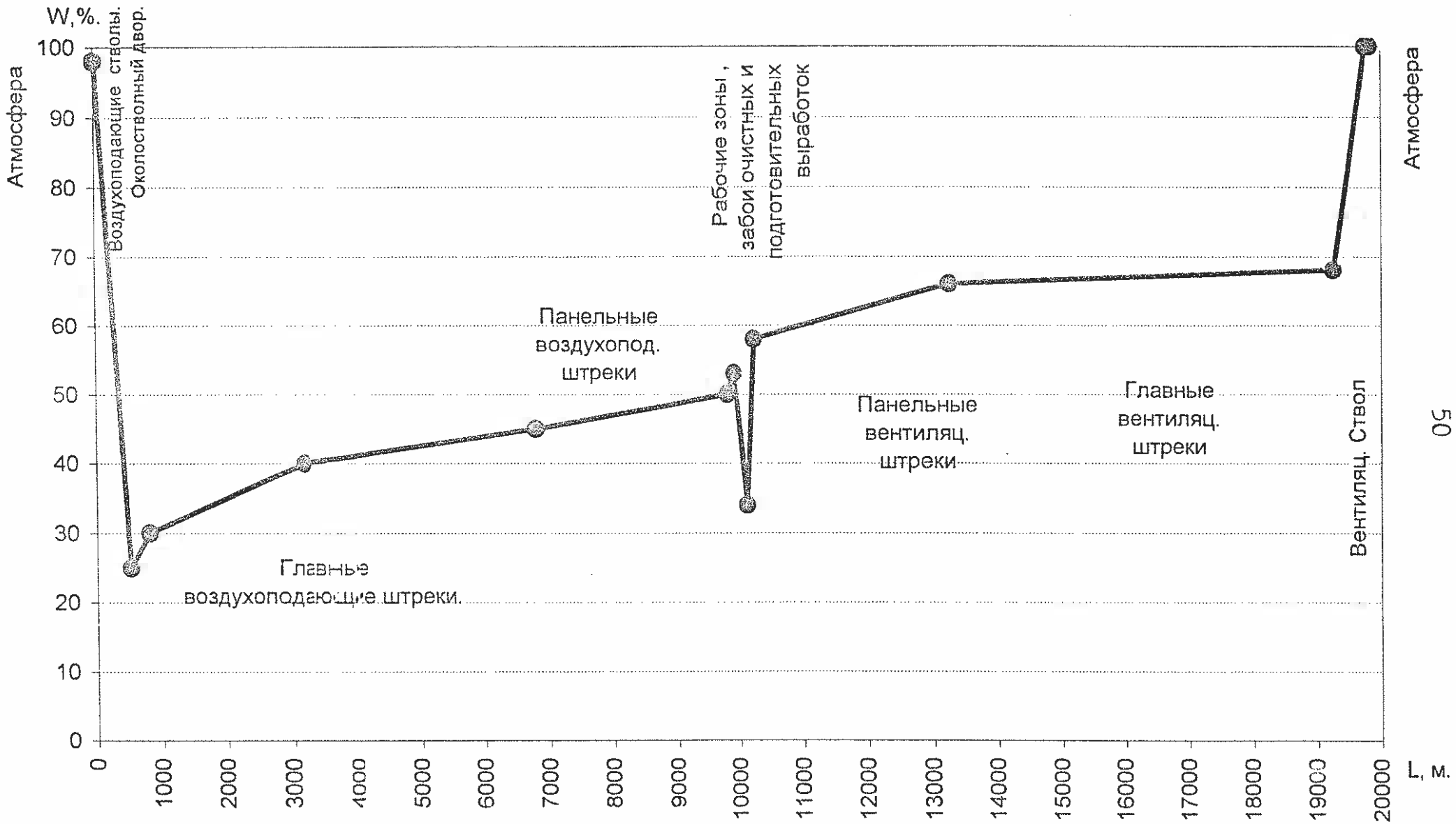


Рис.1.10. Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

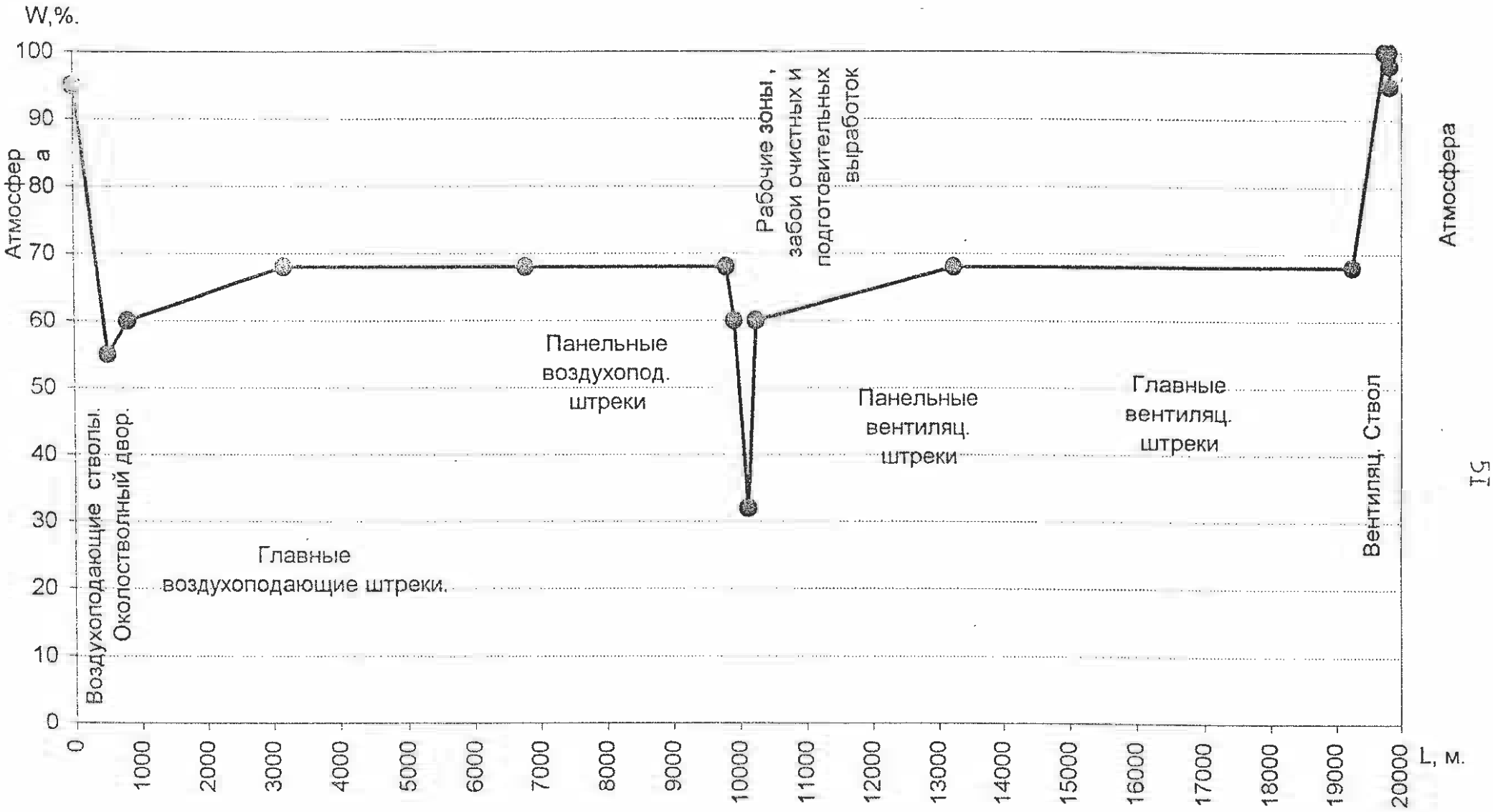


Рис.*111.*Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

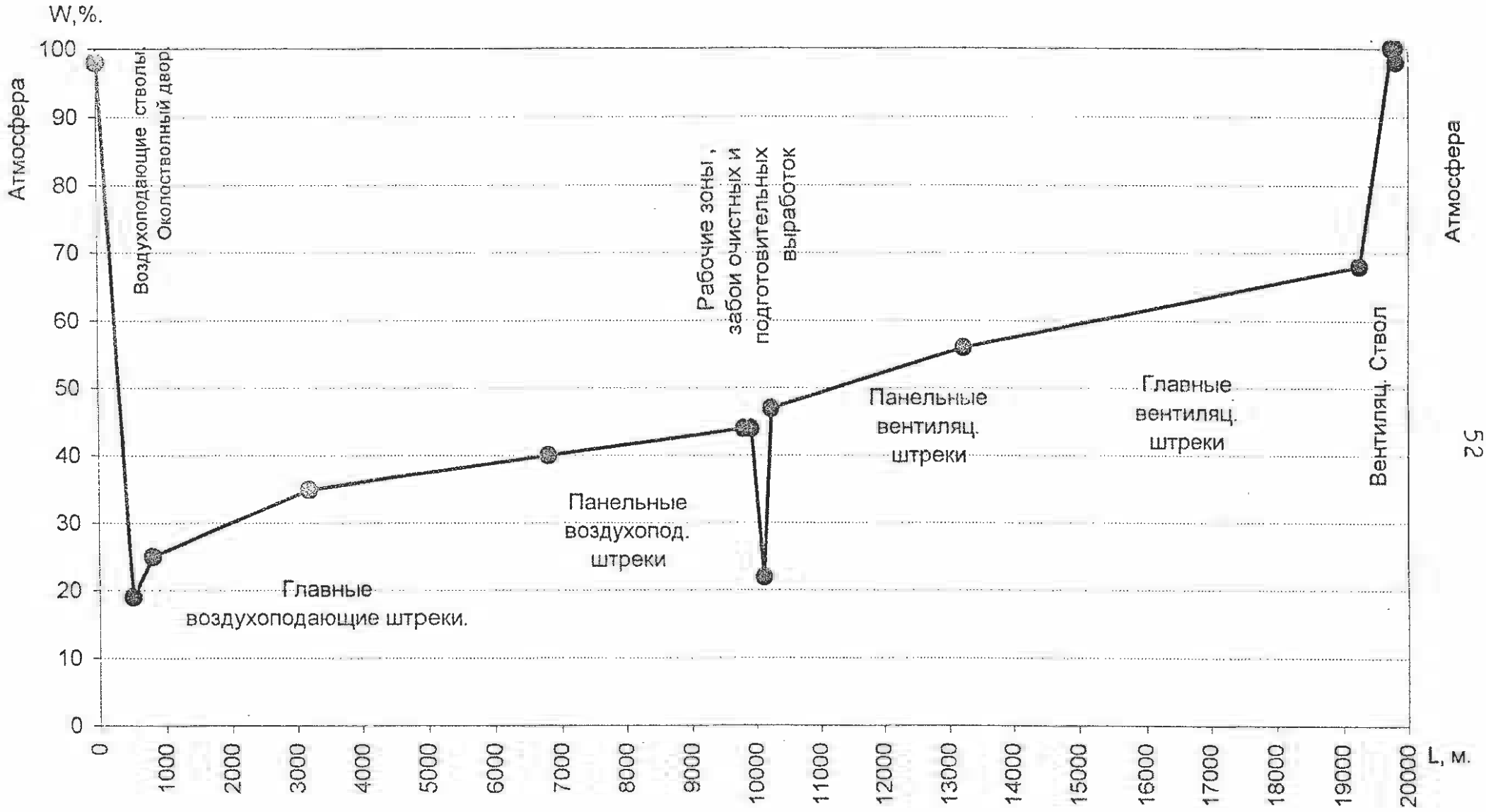


Рис.1.12.Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей.

Эти процессы для рудников, отрабатывающих гигроскопичные руды, имеют первостепенное значение, так как именно они во многом определяют формирование температурно-влажностного режима в горных выработках. Проиллюстрированные фактом выпадения влаги на исходящих струях и особенно в стволах, при постоянных теплофизических параметрах воздуха (табл. 1.5).

Таблица 1.5.

Основные теплофизические параметры шахтного воздуха при входе и выходе из вентиляционных стволов.

Рудник	Ств.	Глубина,м	Температура		Отн.влажн.		Влагосодерж.	
			Вход.	Исх.	Вход.	Исх.	Вход.	Исх.
			Град.		%		г/м³	
БКПРУ-1	4	284	9.2	6.4	71	85	5.3	4.1
БКПРУ-2	3	401	11.3	7.4	77	86	6.7	5.7
БКПРУ-4	3	428	11,4	7.2	77	85	6.8	5.3
СКРУ-1	2	395	10.9	7.1	73	88	6.1	4.9
СКРУ-2	4	352	10.4	7.0	77	86	6.0	5.25
СКРУ-3	3	384	10.4	7.0	77	86	6.0	5.25
СгКРУ-1	3	454	15.8	11.4	77	91	8.7	6.5
СгКРУ-2	3	407	15.2	11.2	77	93	8.4	6.3
СгКРУ-3	3	482	16.7	12.0	77	92	9.3	6.8
СгКРУ-4	3	440	16.4	12.1	77	91	9.1	6.9
СгКРУ-4	4	672	21	14.4	77	83	12.6	8.1

На исходящих струях рудников температура в стволе снижается, а относительная влажность, соответственно, растет, достигая и превышая критические значения. Поэтому, зачастую в стволах наблюдается увлажнение стенок, и даже имеет место накопление влаги, а иногда капеж. Определить истинные масштабы процессов выпадения конденсата можно, вычислив разность влагосодержания на входе и выходе из ствола, увеличенную на объем воздуха, прошедшего через рудник за год. Результаты расчета приведены в табл.1.6.

Таблица 1.6.

Водоприток конденсата в вентиляционных стволах.

Рудник	Влагосодержание. г/м³		Разность	Расход воздуха в руднике	Количество конденсата	
	Вх.	Исх.	г/м³	м³/с	г/с	тонн/год
БКПРУ-1	5,3	4,1	1,2	466,6	55,9	1765,63
БКПРУ-2	6,7	5,7	1,0	289,6	28,9	913,82
БКПРУ-4	6,8	5,3	1,5	440,9	66,1	2085,33
СКРУ-1	6,1	4,9	1,2	151,0	18,1	571,32
СКРУ-2	6,0	5,2	0,75	233,3	17,4	551,85
СКРУ-3	6,0	5,2	0,75	250,1	18,7	591,21
СгКРУ-1	8,7	6,5	2,2	420,1	92,4	2913,26
СгКРУ-2	8,4	6,3	2,1	400,0	84,0	2649,24
СгКРУ-3	9,3	6,8	2,5	410,1	102,5	3233,28
СгКРУ-4 (3)	9,0	6,9	2,1	171,1	35,9	1133,20
СгКРУ-4 (4)	12,6	8,1	4,5	342,2	153,9	4856,29

В течение года в вентиляционных стволах рудников выпадает от 500 до 4800 тонн воды. Например, на СгКРУ-4 (ствол 4) величина водопритока настолько существенна, что создает проблемы, связанные с размывом на контакте нижней части крепления ствола с соляным массивом.

Таким образом, адиабатические процессы оказывают существенную роль при формировании микроклимата калийных рудников.

2. Нагрев воздуха вследствие увеличения температуры горных пород с глубиной.

Возрастание температуры горных пород с глубиной характеризуется геотермическим градиентом или геотермической ступенью. Геотермическая ступень колеблется в широких пределах для различных мест земного шара (от 2 до 200 м/°С). Для угольных месторождений она обычно составляет 30-35, для рудных 45-50 м/°С и выше, для калийных рудников - 67-70 м/°С.

При движении по выработке воздух воспринимает тепло или холод от стенок выработки. Влагосодержание воздуха существенно изменяет

ся, так как в рудниках, как правило, имеется наличие открытых поверхностей воды: происходят процессы насыщения влагой воздуха в холодный период года, или выпадение конденсата в жаркий период года.

3. Изменение температуры при соприкосновении воздуха с отбитой породой в очистном забое и транспортных выработках. При движении по штреку воздух, охлаждая добытое полезное ископаемое, будет нагреваться.

Степень нагревания воздуха в значительной степени зависит от способа транспортирования полезного ископаемого и направления грузопотока по отношению к движению воздуха. Соответственно относительная влажность в этих выработках ниже, чем в окружающих.

4. Изменение температуры вентиляционной струи под влиянием массообмена.

Изменение температуры, вызванное массообменом (влагообменом), возникает, если, стенки выработки могут быть влажными. Кроме того, воздух соприкасается с поверхностью воды в водосточных канавках и других водоемах, при этом происходит влагообмен и с шахтной водой (рассолами).

5. Изменение температуры под влиянием тепловыделения механизмов и людей. Часть работы, затрачиваемой в машинах и механизмах на преодоление сопротивлений трения, полностью переходит в теплоту и усваивается воздухом.

Наиболее важным источником тепловыделений в целом по руднику являются горные породы, а для рабочих мест – прибавляется мощное электрооборудование.

Существенно изменяется температура входящей струи воздуха, в пределах от -30^{0}С до $+30^{0}$С и даже более. Воздух с отрицательной температурой подогревают мощными калориферными установками, при этом часть воздуха поступает в ствол подогретой, а часть холодной. Проблемам организации рационального обогрева и смешения воздушных потоков посвящены работы Лужецкой Н.Д., Казакова Б.П., Ольховикова В.Н. [24, 206, 212].

Общерудничное регулирование микроклимата разрабатывалось Мустелем П.И., Медведевым И.И., Красноштейном А.Е., Патрушевым М.А., Казаковым Б.П. [24, 206, 212]. В настоящее время разработаны и применяются различные методы как тепловых расчетов для определения температуры рудничного воздуха, так и способы регулирования выпадения конденсационной влаги [204, 205, 208, 209, 212]. Однако, важны энергетические показатели данных процессов. Практически все опробованные способы не нашли широкого применения только ввиду высокой энергоемкости.

В очистных камерах, главным образом Старобинского месторождения, наблюдается повышенная температура. Основными источниками выделения тепла в камерах являются работающие комбайны, самоходные вагоны, вентиляторы пылеотсоса.

Температура массива горных пород ниже, чем температура воздуха находящегося в камере, поэтому тепловой поток имеет отрицательный знак, что положительно сказывается в общем тепловом балансе. Тепловыделением от людей, находящихся в камере, при расчетах пренебрегают, так как оно составляет незначительный удельный объем.

Правила безопасности устанавливают нормативы климатических условий, исходя из температуры по сухому термометру и скорости воздушной струи, таким образом, что температура на рабочих местах не должна превышать 26°С.

Замеренный уровень комфортности на рабочих местах (у горнодобывающего оборудования) в 7-40 раз ниже нормативной. Это объясняется сравнительно сухим воздухом, при котором процесс испарения происходит довольно интенсивно. При оценке комфортности на рабочих местах в калийных рудниках необходимо ориентироваться на мокрые катаградусы, в противном случае не будет учтен фактор испарения влаги. В дальнейшем, как показали исследования Мустеля П.И., Медведева И.И., Красноштейна А.Е. [24, 206, 212], следует опираться только на показания мокрого кататермометра.

Наиболее неблагоприятные метеорологические условия наблюдаются, как и следовало ожидать, в забоях, где высокая температура

воздуха.

Снижение температуры воздуха в призабойном пространстве добычной камеры при работе комбайнов возможно тремя путями:

1) за счет увеличения подаваемого в забой воздуха;
2) искусственного охлаждения воздуха без увеличения его количества;
3) повышением влажности воздуха до нормативных показателей.

Основными задачами нормализации микроклимата являются:

1. Подогрев поступающего воздуха в зимнее время.
2. Исключение конденсации влаги в руднике.
3. Снижение температуры в очистных забоях.

Таким образом, можно констатировать, что общерудничная микроклиматическая обстановка является удовлетворительной, за исключением повышенной температуры воздуха в призабойных пространствах, в основном в рудниках Старобинского месторождения, а также конденсационной влаги образующейся в летний период на транспортных путях рудников.

Решение приведенных проблем лежит, в основном, в реализации идеи увеличения воздухообмена с огромными массами воздуха, находящимися в рудничной атмосфере, при повышении турбулизации потоков, что ведет к повышению коэффициента нестационарного теплообмена и максимального использования естественного холода горных пород.

Влажность воздуха в общерудничном пространстве зависит от влагосодержания в поступающей струе. Конденсационная влага в летний период, повышенная запыленность в зимний могут быть существенно нормализованы с применением частичного повторного использования воздуха, что подтверждается многочисленными экспериментами [76, 85, 223, 312].

Решение этих задач должно быть в рамках приведения всего комплекса показателей к нормируемым значениям. А нормализация микроклимата является одним из главных объектов энергосберегающих технологий проветривания, так как она связана с большими затратами энергии как тепловой, так и электрической.

1.4. Анализ проветривания рудников со сложной топологией вентиляционных сетей и низким аэродинамическим сопротивлением.

Многолетняя эксплуатация рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений сопровождалась постоянными исследованиями состояния проветривания [21, 35, 127, 224, 312]. Динамика развития производственных мощностей, расширение горных работ, техническое перевооружение - все это существенно влияло на изменение вентиляционных сетей, количества воздуха потребного для проветривания, и применение методов управления вентиляцией.

Современное состояние проветривания рудников может быть охарактеризовано данными, приведенными в табл. 1.7.-1.9. Общая потребляемая электроэнергия двигателей вентиляторов главного проветривания (ГВУ) составляет более 29 700 кВт/ч.

Таблица 1.7

Характеристика вентиляции рудников Старобинского месторождения.

	СтКРУ-1	СтКРУ-2	СтКРУ-3	СтКРУ-4
	1985-1999	1985-1999	1985-1999	1985-1999
Про-ность ГВУ, $м^3/с$	516,7	466,7	466,7	611,7
Потребляемая двигателями ГВУ электроэнергия, кВт*ч	4100	3200÷2600	2670	2300 3100
Количество воздуха, поступающего в шахту, $м^3/с$	450,	4	410,1	433,3
Внешние утечки воздуха, %	13	17	16	4
Внутренние утечки, %	12	15	14	12

Таблица 1.8

Характеристика вентиляции рудников Верхнекамского месторождения, . Березники.

	БКПРУ-	БКПРУ-2	БКПРУ-4
	1985-999	1985-1999	1985-1999
Про-ность ГВУ, $м^3/с$	516,6	393,3	482,1
Потребляемая двигателями ГВУ электроэнергия, кВт*ч	3400 1400 1600	1610	3150
Количество воздуха, поступающего в шахту, $м^3/с$	466,6	289,6	440,9
Внешние утечки воздуха, %	9	28	9
Внутренние утечки воздуха, %	41	12	34

Таблица 1.9

Характеристика вентиляции калийных рудников Верхнекамского месторождения, г. Соликамск.

	СПКРУ-1	СПКРУ-2	СПКРУ-3
	1985-1999	1985-1999	1985-1999
Производительность ГВУ, $м^3/с$	533,3	383,3	433,3
Потребляемая двигателями ГВУ электроэнергия, кВт*ч	3000	1500	2670
Количество воздуха, поступающего в шахту, $м^3/с$	151	233,3	250,1
Внешние утечки воздуха, %	69	51	53
Внутренние утечки воздуха, %	17	20	12

В среднем около 3000 кВт/ч на каждый рудник. Поскольку время работы ГВУ равно - календарному году, т.е. 365 сут. = 8760 часов, то общие затраты электроэнергии на проветривание равны 260,17 млн. кВт/год. Суммарное добываемое количество руды всеми калийными рудниками за год составляет не более 55 млн. тонн, следовательно, на каждую добытую тонну руды приходится 4,7 кВт электроэнергии, затраченной на ГВУ.

Производительность ГВУ рудников составляет от 300 до 550 $м^3/с$, в тоже время в рудник подается от 150 до 460 $м^3/с$. Внешние утечки воздуха колеблются от 50 до 170 $м^3/с$, или от 10 до 50 % от производительности ГВУ. Внутрирудничные утечки также достигают больших размеров - до 30-40 %.

Потери электроэнергии на внутрирудничные и внешние утечки воздуха в виде дополнительной мощности электродвигателей ГВУ, можно определить через величину утечек, выраженную в процентах к производительности вентиляторов ГВУ (табл. 1.10).

Суммарные утечки воздуха, составляющие вентиляционный резерв, имеют величину равную половине производительности ГВУ. Значит, из 4,7 кВт, приходящихся на тонну руды, 2,35 кВт не используется в проветривании.

В тоже время, для проветривания используются вентиляторы местного проветривания (ВМП), которые имеют мощность от 7 до 24

кВт, время работы их также практически равно календарному году, а количество работающих ВМП приведено в табл. 1.11.

Таблица 1.10

Утечки воздуха в калийных рудниках.

Рудник	Внутренние утечки воздуха, %	Внешние утечки воздуха, %
БКПРУ-1	41	9
БКПРУ-2	12	28
БКПРУ-4	34	9
СКПРУ-1	17	69
СКПРУ-2	20	51
СКПРУ-3	12	53
СтКПРУ-1	12	13
СтКПРУ-2	15	17
СтКПРУ-3	14	16
СтКПРУ-4 (2 гор)	12	42
СтКПРУ-4 (3 гор)	14	38
В среднем	18.5	31.5 Σ= 50%

Таблица 1.11

Вентиляторы местного проветривания рудников.

Наименование рудника	Кол-во ВМП в период	
	1985-90 гг.	1990-99 гг.
СКПРУ-1	21-25	16-18
СКПРУ-2	23-31	12-18
СКПРУ-3	31-34	27-29
БКПРУ-1	34-37	35-39
БКПРУ-2	27-29	32-34
БКПРУ-4	12-14	32-37
СтКПРУ-1	19-23	27-29
СтКПРУ-2	23-25	23-26
СтКПРУ-3	19-23	23-27
СтКПРУ-4	13-16	25-27
Итого в сумме:	230-250	225-235

На калийных рудниках встречаются примеры классических схем проветривания: центральная и фланговая. Наиболее устойчивой, надежной и характеризующейся минимальными утечками воздуха считается фланговая схема [21, 35, 127]. Однако для калийных рудников, обладающих сравнительно небольшими аэродинамическими сопротивлениями (от 0,00002 до 0,2 $н*с^2/м^8$), центральная схема стала наибо-

лее распространенной.

Имеют место особенности проветривания рудников большой мощности, присущие и калийным рудникам:

1. Требуются большие количества воздуха.

2. Сложная топология вентиляционных сетей с множеством потребителей воздуха.

3. Большие внутрирудничные и внешние утечки воздуха.

4. Значительные затраты энергии на обеспечение проветривания (табл. 1.12.).

Изучение аэродинамических сопротивлений рудников выполнялось коллективами под руководством Медведева И.И., Красноштейна А.Е., Альменко Н.И., Мохирева Н.Н. [21, 35, 127, 238]. Доказано, что присущие вентиляционным сетям сопротивления, возникают вследствие достаточно больших суммарных проходных сечений аэродинамически связанных горных выработок. На рис. 1.13 приведены свободные сечения по длине вентиляционного пути. Средняя величина их колеблется от 60 до 80 $м^2$, однако очистные или подготовительные одиночные выработки имеют проходное сечение в 3-4 раза меньшее. В тоже время, проходные сечения близлежащих выработок зон ведения горных работ, имеющих непосредственную связь с очистными, имеют проходные сечения 2-2,5 раза большее средней величины.

Таблица 1.12.

Затраты энергии на проветривание и их доля в энергетическом балансе потребляемой рудниками электрической и тепловой энергии.

Рудник	Энергия, потребляемая рудником, КВт*год.	Энергия, потребляемая двигателями ГВУ, КВт*год, (% в потреблении рудника)	Энергия, потребляемая калориферными установками, кВт*год, (% в потреблении рудника)
БКПРУ - 1	95046000	27156470 (28,5)	7156470 (7,5)
БКПРУ - 2	94879230	14024760 (14,7)	5640200 (5,1)
БКПРУ - 4	101567340	2828070 (27,8)	6635030 (6,6)
СКПРУ - 1	44678480	29673110 (66,4)	3245020 (7,2)
СКПРУ - 2	79020330	16897350 (21,3)	5489030 (6,9)
СКПРУ - 3	89254700	15438330 (17,2)	2789080 (3,1)
СгКПРУ- 1	92136890	27156470 (29,5)	2359930 (2,6)
СгКПРУ- 2	86000230	14236800 (16,6)	2134440 (2,5)
СгКПРУ- 3	87450490	15898980 (18,2)	2215900 (2,5)
СгКПРУ- 4	114005600	33678930 (29,5)	2589050 (2,3)

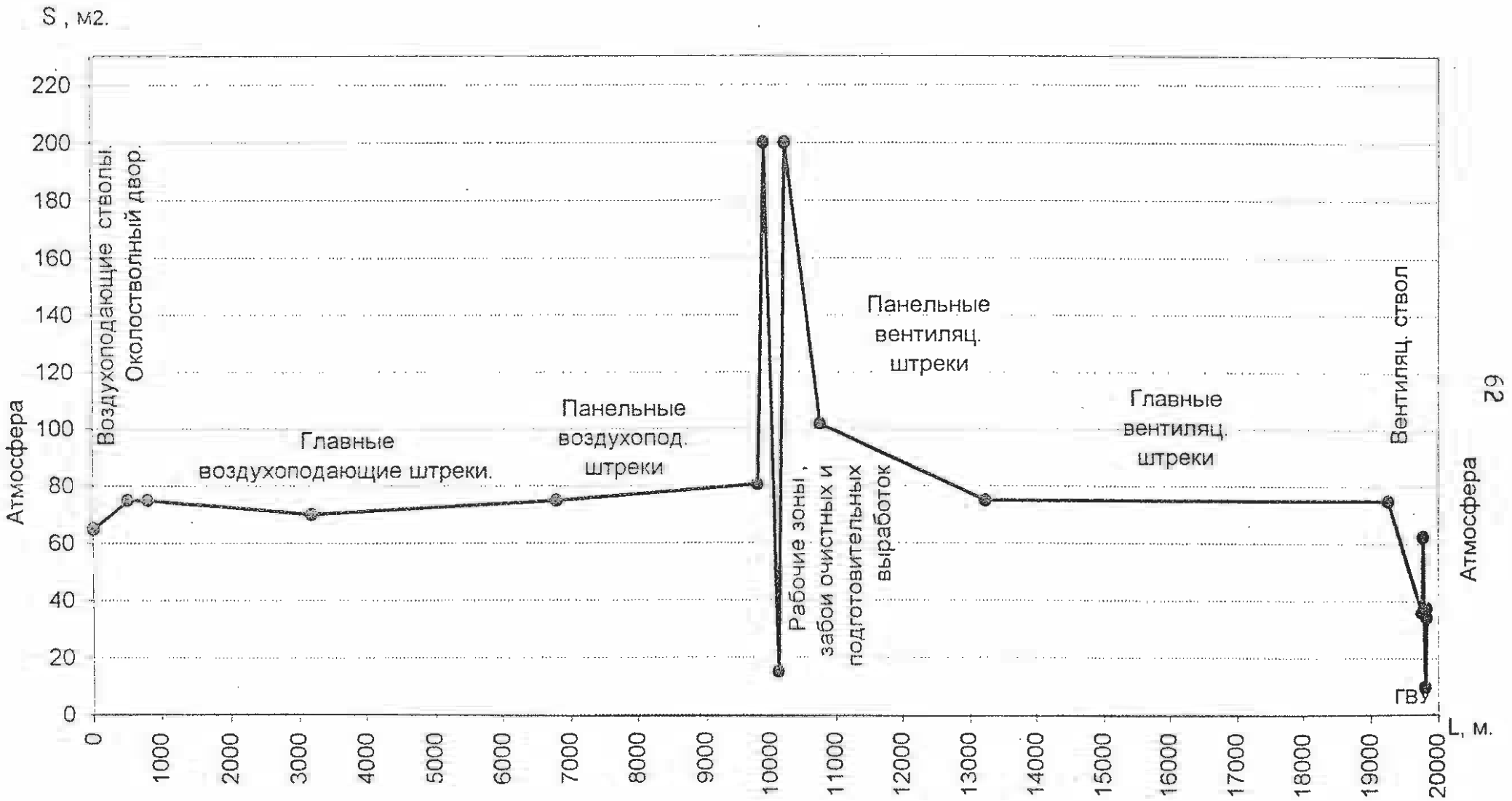


Рис. 1.13. Свободные сечения горных выработок по длине вентиляционного пути.

Таким образом, разница сечений между очистными и окружающими их выработками, может составить 6-10 раз. Соответственно и сопротивление этих путей движения воздуха существенно отличается.

Наибольшие сопротивления присущи вентиляционным стволам, где проходные сечения не более 37 $м^2$, и вентиляционным каналам ГВУ, где сечения снижаются до 18-24 $м^2$.

Аэродинамическое сопротивление горных выработок, ввиду отсутствия крепи, характеризуется сравнительно небольшими значениями коэффициента альфа, находящимися в пределах 0,0004 - 0,0014 [123, 250, 313], а коэффициент альфа конвейерных выработок возрастет до 0,002.

Особенности проветривания калийных рудников, возникающие при выполнении нормируемых показателей (расхода воздуха в местах ведения горных работ), состоят:

- в подаче огромного количества воздуха в рудник - до 400-500 $м^3/с$ [77, 79, 230] (рис. 1.14);
- в значительной разветвленности вентиляционной сети (рис.1.15) и многочисленными путями утечек воздуха [39, 120, 333];
- большой величине эквивалентного отверстия рудников (5-15 $м^2$) [78, 89, 223].

Эти особенности, характеризуют то, что количество воздуха, проходящего по выработкам по длине вентиляционного пути (рис.1.16), постепенно снижается и имеет минимальное значение в очистных и подготовительных выработках. А затем опять возрастает. Это же характеризуется и средней скоростью воздушных потоков (рис.1.16), которая в основных выработках вентиляционного пути имеет показатели от 1,5 до 4 м/с, а в районах ведения горных работ в 7-10 раз меньшие.

В тоже время суммарные объемы аэродинамически связанных выработок, по которым происходит перемещение воздуха в рудниках, представленные на рис. 1.17, дают возможность представить каковы объемы использования воздуха. Суммарные объемы путей движения воздуха в рудниках, без учета путей утечек воздуха, составляют не

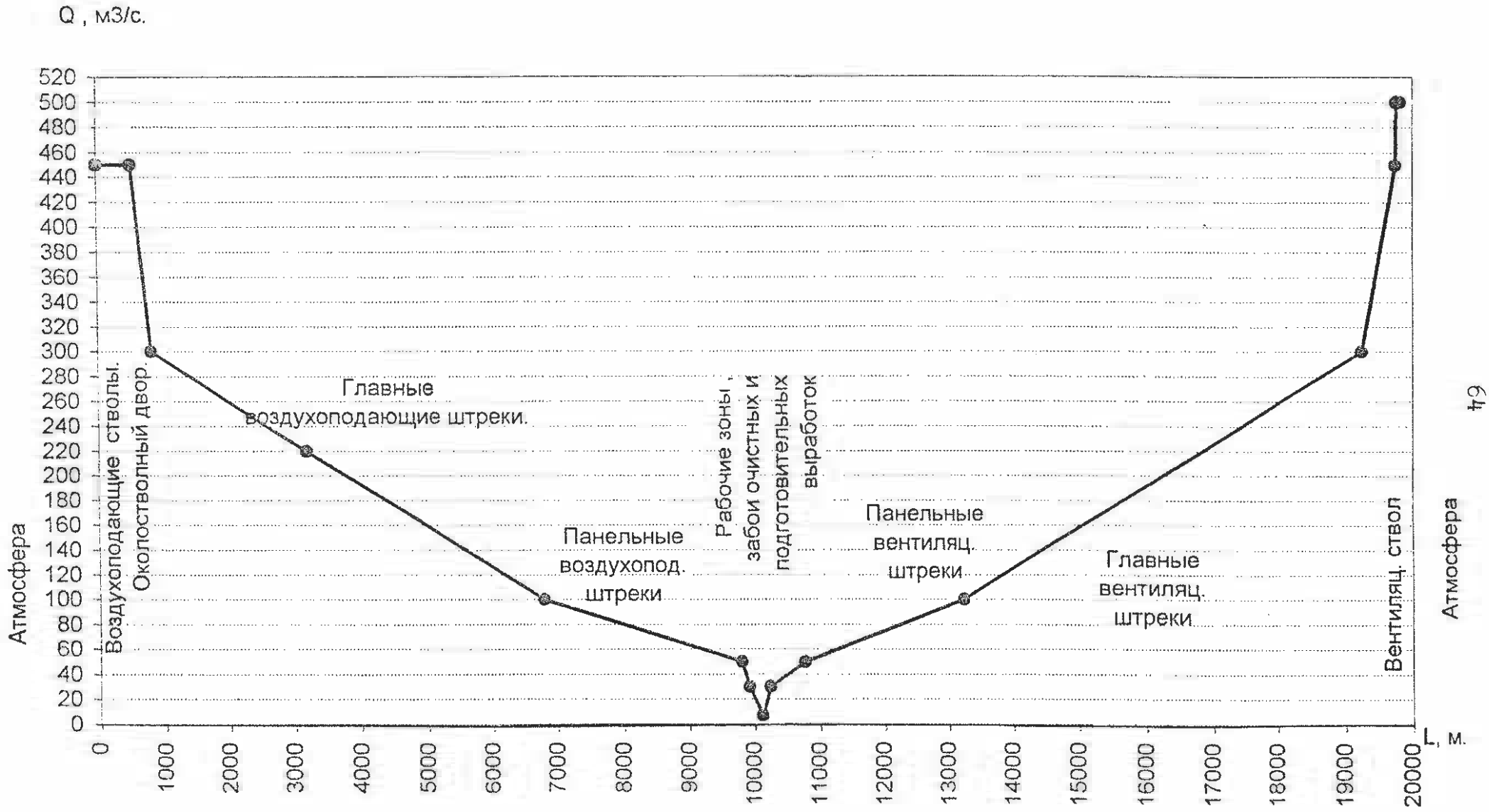


Рис.*1.14*. Количество воздуха, проходящее по горным выработкам по длине вентиляционного пути.

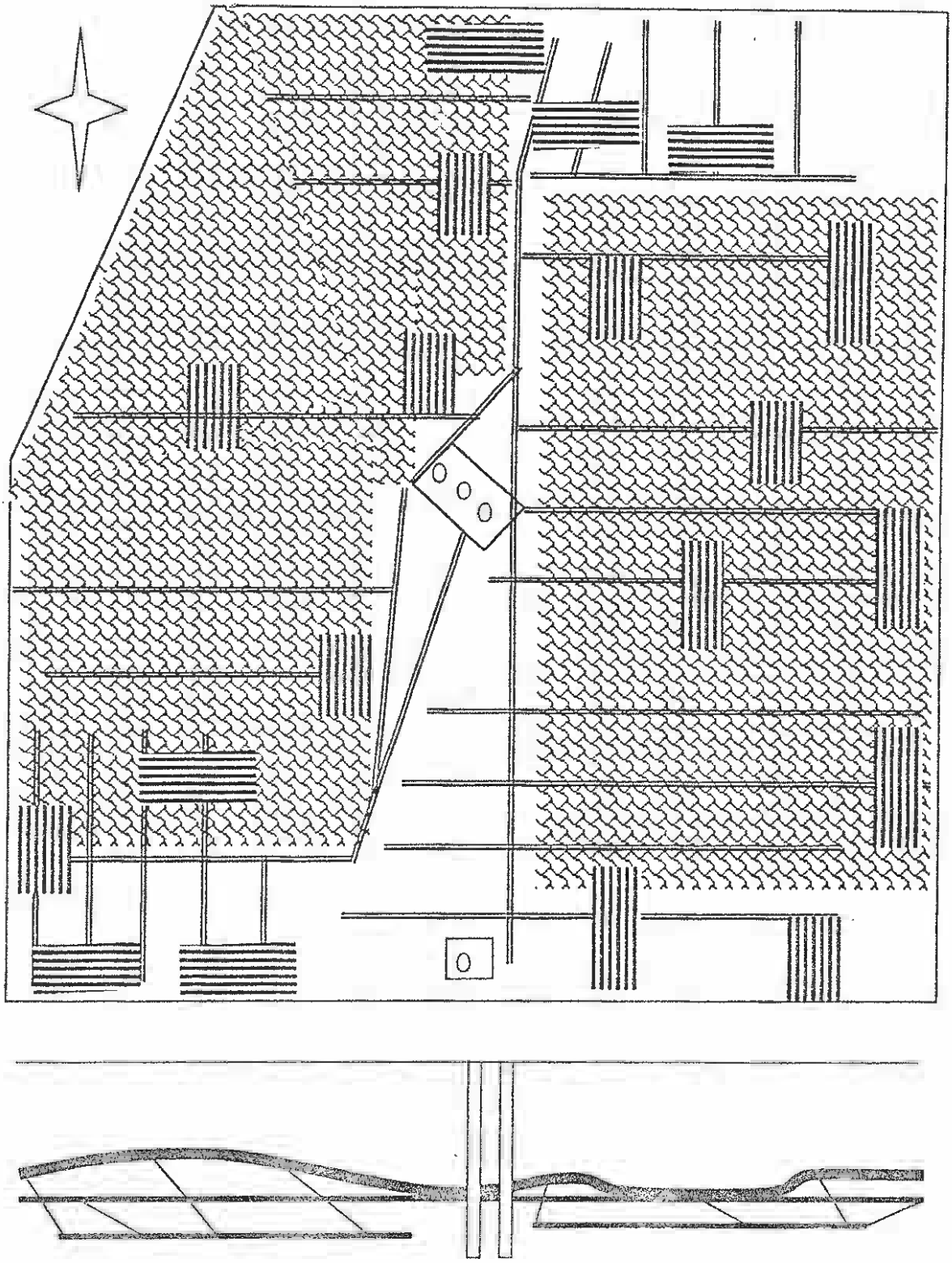


Рис. 1.15. План и разрез рудника. Линиями обозначены основные пути движения воздуха, прямой штриховкой – места ведения горных работ, наклонной штриховкой – отработанное пространство.

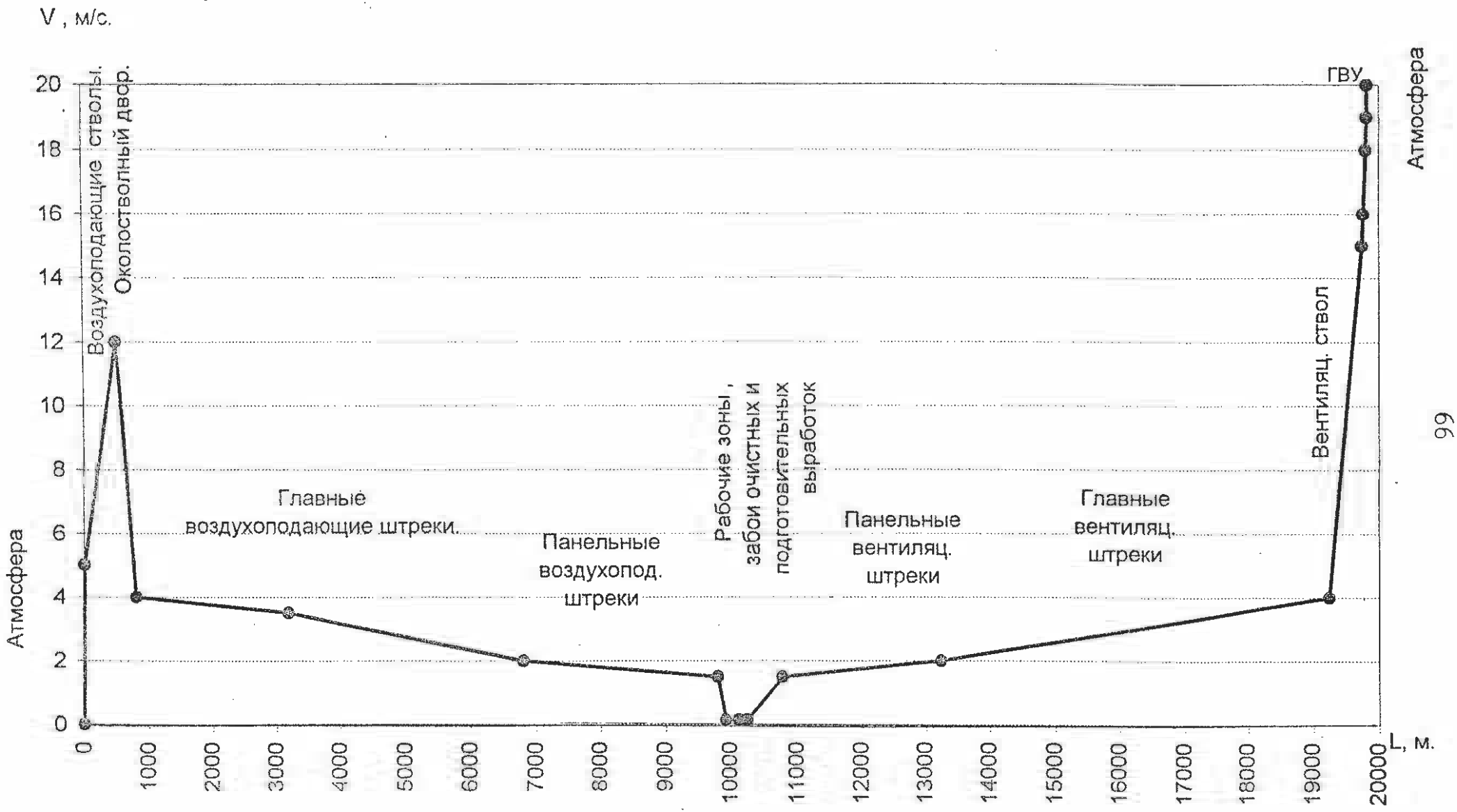
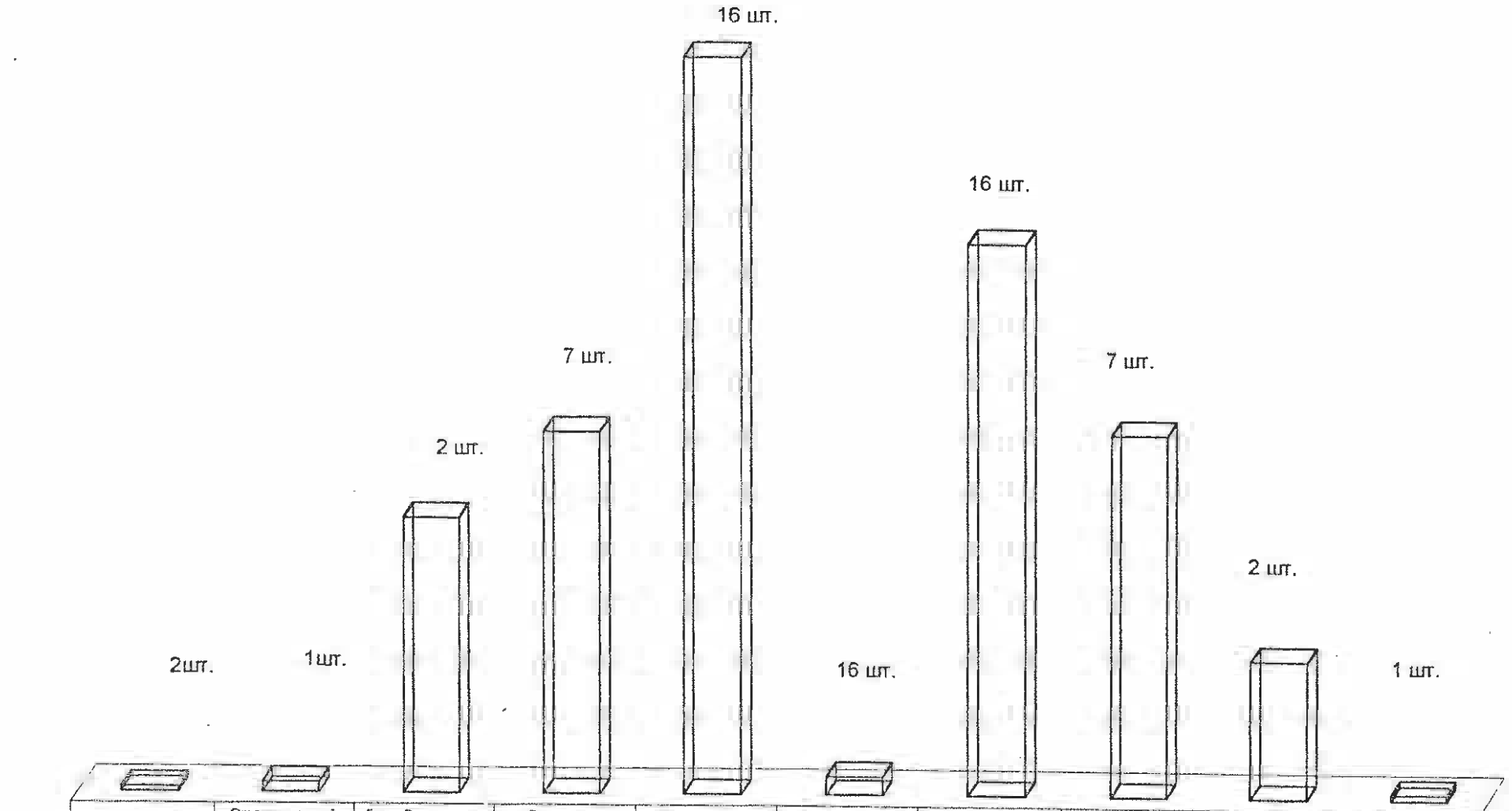


Рис.*1.16*. Скорость воздушных потоков, проходящих в горных выработках по длине вентиляционного пути.



	Подающие Стволы	Околоствольный двор	Глав Воздухопод Выработки	Панельные штр (входящ)	Рабочие зоны (входящ)	Очистные и подготовит. выр.	Рабочие зоны (исходящ)	Панельные штр (исходящ)	Глав Вентиляц Выработки	Вентиляционные стволы
Объем	13500	26250	720000	945000	1920000	48000	1440000	945000	360000	16200

Рис.1.17.Суммарные объемы горных выработок,используемых для целей вентиляции в калийных рудниках. Общий объем составляет около 6 550 000 м3.

менее 6100000 м^3. Поэтому время полного или однократного воздухообмена в целом для калийного рудника, при существующих нормах, на практике составляет около 4 часов (рис. 1.18).

Очистные и подготовительные выработки составляют менее сотой доли всего объема подземных пространств рудника (рис. 1.17). При этом, основные объемы подконтрольным выработок находятся рядом, там сосредоточены огромные массы воздуха - до 350000 м^3 в районе каждой рабочей зоны.

Воздухообмен в выработках со столь значительными объемами происходит: - более 3 часов в выработках рабочих зон; - от 0,3 до 1 часа в выработках панелей и главных направлений (рис. 1.18). В то время как в очистных и подготовительных воздухообмен занимает менее получаса. Столь существенная разница в обмене воздуха приводит к тому, что воздух, интенсивно отводимый из пространств у очистных забоев, медленно диффундирует в окружающий объем. Тем самым не привносятся существенные изменения в газовую обстановку непосредственно вблизи призабойных пространств.

Описываемая картина сложилась ввиду объективных причин, характеризующих существующую методологию проветривания.

Воздушно-депрессионные съемки рудников, проводимые регулярно с начала 60 годов [29, 46, 54, 288] показали, что основные подземные утечки воздуха в рудниках, как правило, приурочены к участковым штрекам, подверженным влиянию очистных работ. Коэффициенты доставки воздуха к очистным выработкам не превышают 0,4-0,2, а коэффициенты использования воздуха в выработках не более 0,5. Прослеживается стабилизация данных показателей, так как поддержание более высоких значений коэффициентов сопряжено с массой трудовых и энергетических затрат. При этом снижение показателей уже является недопустимым, в противном случае подача воздуха, находящаяся практически на нижнем нормируемом пределе, станет недостаточной.

Независимо от того, по какой схеме проветривается рудник - фланговой или центральной, основная масса утечек зависит от тех-

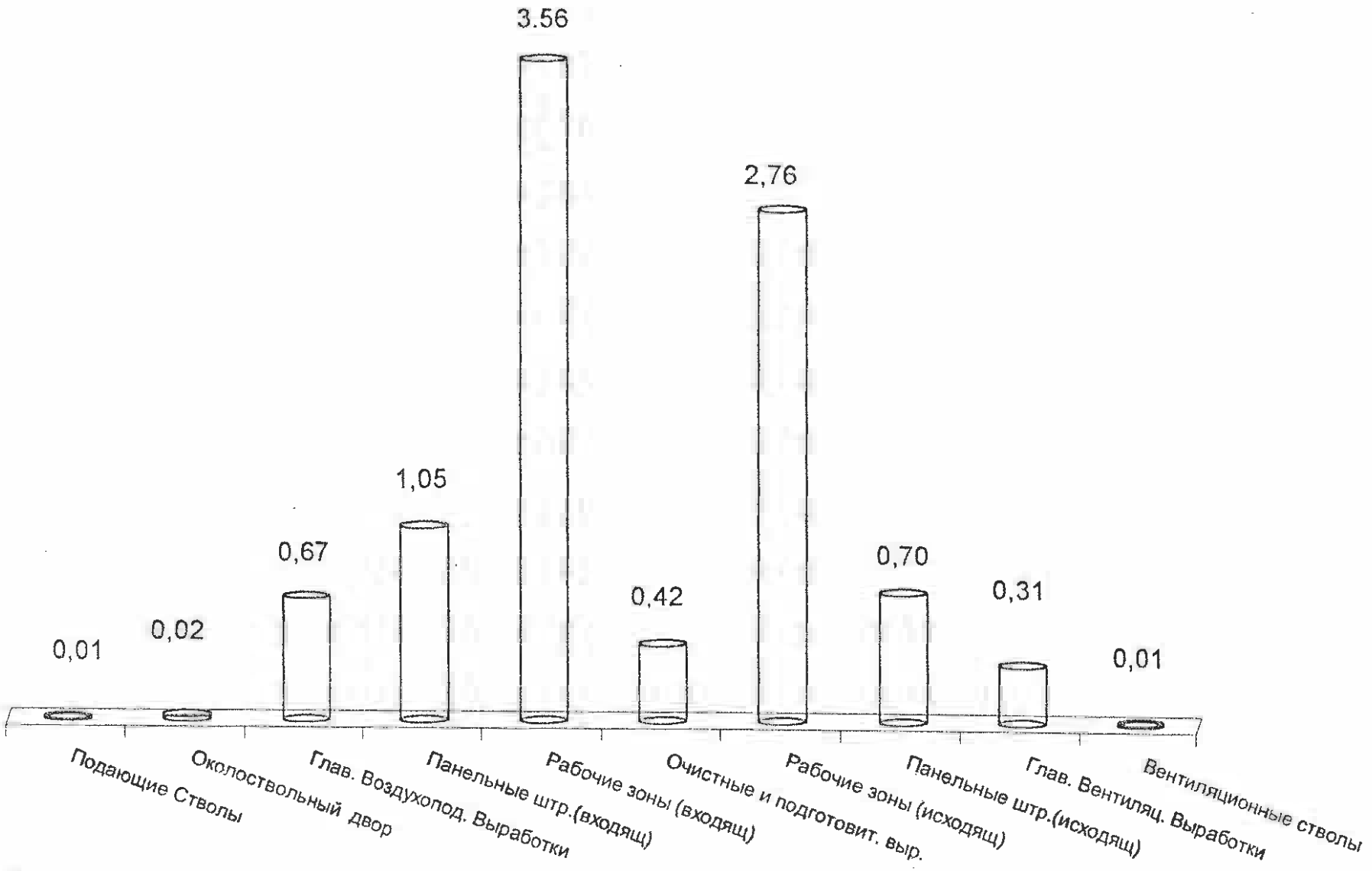


Рис.*1.18.*Время воздухообмена в основных горных выработках калийных рудников (часов).
Воздухообмен в целом всего объема выработок вентиляционных путей рудника - составляет около 3,8 часа.

нологии подготовки в зонах ведения работ. Существующие пути сокращения утечек воздуха практически исчерпали себя. Особенно это касается, как показал в своих работах Мохирев Н.Н. [54, 88], отрицательного способа управления воздухораспределением. Из-за того, что применяются большие сечения горных выработок, а также множество сбоек (несколько сотен) между входящими и исходящими струями, при существующем распределении депрессии (рис. 1.19) по длине вентиляционного пути происходит снижение поступления воздуха в рабочие зоны. Утечки, благодаря тем же причинам, практически не снижаются отрицательными способами регулирования.

В настоящее время на калийных рудниках принята панельная или панельно-блоковая подготовка шахтных полей. Пласты в пределах панелей и блоков отрабатываются камерами (Верхнекамское и Старобинское месторождения) или длинными столбами (Старобинское месторождение). Выбор схемы проветривания панелей зависит от многих факторов, основными из которых являются:

- обеспечение минимальных утечек воздуха и минимального количества подготовительных выработок и вентиляционных сооружений,
- обеспечение устойчивости проветривания, безопасности работ и путей эвакуации рабочих в аварийных ситуациях.

Проветривание рудников осуществляется ГВУ, оборудованными вентиляторами ВРЦД-4,5, ВЦД-47 "Север", ВЦД-47У производительностью до 500-600 м ^{3}/с и давлением до 800 даПа.

Ввиду одновременной отработки нескольких пластов (АБ, Красный-|| и В - Верхнекамское месторождение) и горизонтов (2 и 3 - Старобинское месторождение) на калийных рудниках, большой разбросанности горных работ в шахтном поле (расстояние между отдельными рабочими участками достигает 12-15 км.), трудности изоляции выработанных пространств, имеющих огромные размеры (десятки и даже сотни миллионов кубических метров), создается чрезвычайно сложная вентиляционная сеть со множеством ветвей и практически нерегулируемой депрессией выработок (рис.1.19).

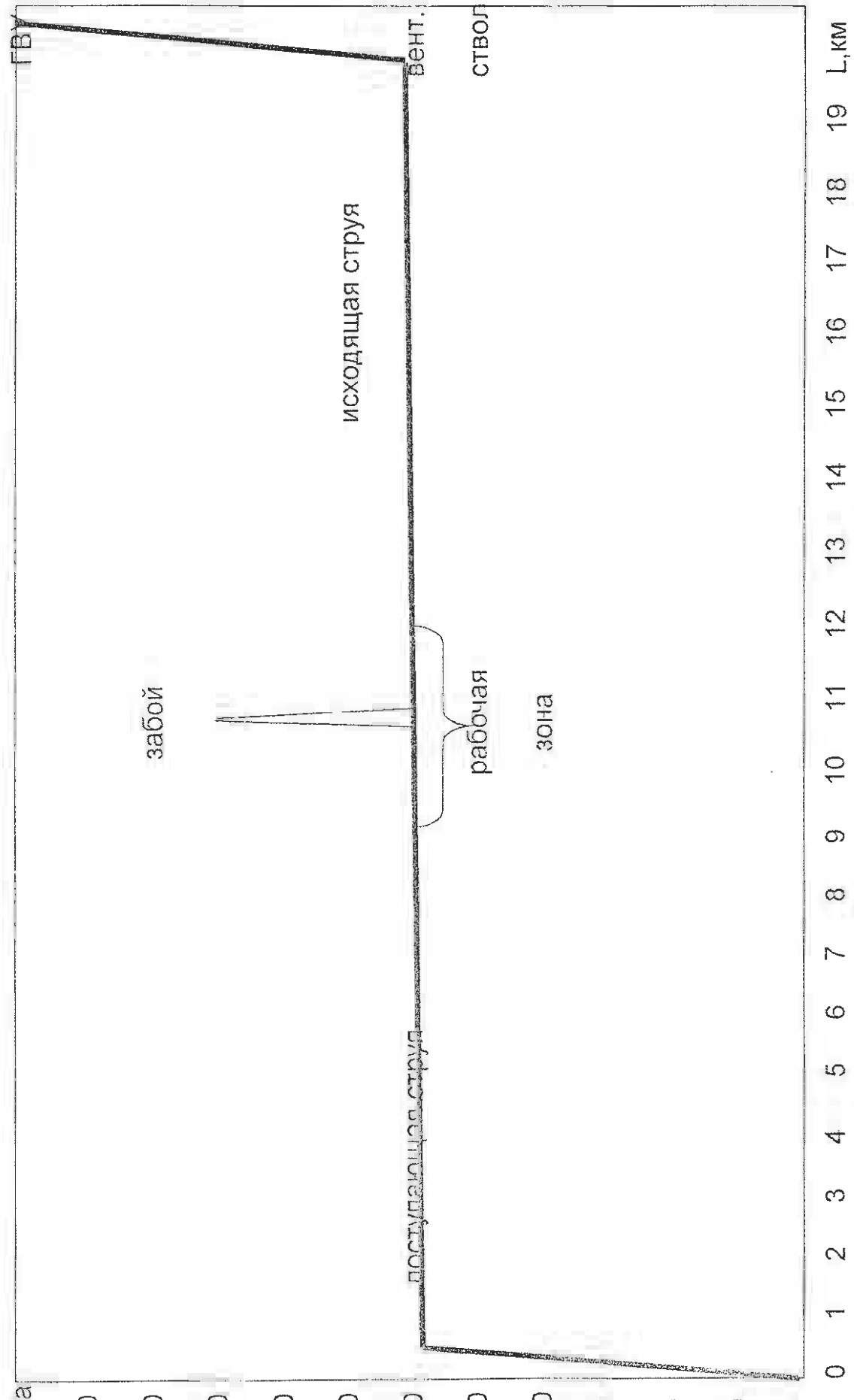


Рис. 1.19. Усредненные параметры депрессии горных выработок по длине вентиляционного пути.

Трудность управления такой сетью состоит и в том, что ее полное аэродинамическое сопротивление не превышает 0,01 $Нс^2/м^8$, а сопротивление отдельных участков, включая целые панели - 0,03 $Нс^2/м^8$. Незначительное аэродинамическое сопротивление выработок обуславливает небольшие потери депрессии на отдельных участках вентиляционной сети (рис.1.19). Нередки случаи, когда вся депрессия панели составляет 4-5 даПа, а иногда и 1-2 даПа при количестве поступающего на панель воздуха 800-1200 $м^3$/мин.

Существующие схемы проветривания рудников и горных выработок разработаны коллективами под руководством Красноштейна А.Е., Мохирева Н.Н., Альменко Н.Н., они включают:

1. Всасывающую систему вентиляции рудников.
2. Нагнетательную или комбинированную системы проветривания тупиковых выработок.
3. Обособленные схемы проветривания панелей или блоков, прямоточные или с опережающей подачей свежего воздуха.
4. Проветривание по скважинам с нижележащего пласта или по сквозным выработкам данного горизонта.
5. Применение вспомогательных вентиляторных установок.

Большие объемы выработок, значительная разветвленность вентиляционной сети, многообразие схем проветривания рабочих блоков и панелей - все это приводит к необходимости широкого использования вентиляторов местного проветривания (ВМП).

Наряду с обычными установками местного проветривания применение получили вентиляторы, работающие без перемычки (вентиляторы-эжекторы). Благодаря незначительному сопротивлению, они обладают высоким коэффициентом эжекции, достигающим 3-4, а иногда и [23, 125, 230]. Однако, некоторые существенные недостатки использования их не позволяют перейти к их массовому применению. К недостаткам относятся:

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

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

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

Поэтому для условий калийных рудников разработаны подземные передвижные вентиляторные установки (ППВУ), обладающие преимуществами вентиляторов-эжекторов [137, 139] (коэффициент эжекции до 4-5) и имеющие постоянные аэродинамические характеристики при давлении от 10 до 200 Па.

На сегодняшний день наметились некоторые тенденции развития применения вспомогательных вентиляторных установок. Коллективами под руководством Красноштейна А.Е. и Альменко Н.И. произведены разработки конструктивных схем целого ряда установок, а Мохиревым Н.Н., Файнбургом Г.З. и отчасти автором разработаны принципы их применения в вентиляционных сетях. Однако, единого комплекса, особенно позволяющего эффективно решать инженерные задачи управления воздухораспределением, до сих пор не выработано. Дальнейшие пути развития данного направления лежат в переосмыслении энергетики проветривания. В том числе и в изменении нормативных параметров, связанных на сегодняшний день с требованиями ЕПБ.

Таким образом, весь перечень выполняемых действий, направленных на совершенствование проветривания в рамках существующих норм и правил, не только является энергозатратным, но и практически достиг пределов совершенствования в данных рамках. Проведена масса исследований и получен практический опыт [137, 139], позволяющий рассматривать некоторые другие пути совершенствования вентиляции калийных рудников.

Правилами безопасности установлено:

- вентиляция шахты должна осуществляться так, чтобы отдельные блоки и камеры имели независимое друг от друга проветривание за счет общешахтной депрессии и чтобы в случае необходимости некоторые блоки и камеры могли быть выключены из общей схемы без нарушения проветривания других блоков, камер и участков.

Таким образом, подразумевается, что шахтная вентиляционная сеть состоит из множества параллельных выработок, но на практике добиться такой идеальной сети не удается, поэтому имеют место допущения:

- в отдельных случаях может быть допущено последовательное проветривание не более двух очистных камер (блоков, лав), причем необходимо принимать меры (добавочная струя свежего воздуха, орошение, водяные туманы, заслоны) для обеспечения во второй камере качественного состава воздуха. В виду сложности вентиляционных сетей рудников большой мощности, последовательное проветривание участков очистных камер (блоков, лав) применяется повсеместно (табл. 1.13).

Таблица 1.13.

Примеры последовательного проветривания горных работ.

Наим-ние места ведения работ	Кол-во комбайнов	Выполняемая операция	Способ проветривания
БКПРУ-1, 10 ВП	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
БКПРУ-1, 12 ВП	3	2- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 1- паралл-последов.
БКПРУ-2, 14 ВП	4	2- очистные, 2- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
БКПРУ-2, 15 ВП	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
СКПРУ-1, 4 СП	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
СКПРУ-2, 4 ЗП	3	2- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 1- паралл-последов.
СКПРУ-3, 8 П	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
СКПРУ-3, 6 П	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.
СгКПРУ-1, 14 3 гориз.	2	1- очистные, 1- подготов.	2- паралл-последов.
СгКПРУ-2, 12 П 2 гориз	4	3- очистные, 1- подготов.	2- последовательно, 2- паралл-последов.

Возникает это при концентрации горных работ, что должно выполняться по условиям рациональной разработки месторождений.

Например, неизбежно подготовительные работы опережают очистные, но проводятся одновременно с ними. Или закладочные работы ведутся вслед за очистными и подготовительными, а также множество неизбежно возникающих других комбинаций из спектра технологических циклов горных работ.

В то же время в рудниках имеет место большое количество очистных забоев (табл.1.14), разбросанность которых существенно усложняет топологию вентиляционных сетей.

Таблица 1.14.

Очистные и подготовительные забои рудников.

Рудник	Кол-во забоев в период		Одновременно действующих.
	1985-90 гг.	1990-99 гг.	
СКПРУ-1	21-25	16-18	14-15
СКПРУ-2	23-31	12-18	12-20
СКПРУ-3	31-34	27-29	16-21
БКПРУ-1	34-37	35-39	28-30
БКПРУ-2	27-29	32-34	25-28
БКПРУ-4	12-14	32-37	23-27
СгКПРУ-1	19-23	27-29	19-22
СгКПРУ-2	23-25	23-26	20-22
СгКПРУ-3	19-23	23-17	19-21
СгКПРУ-4	13-16	25-27	15-19

Упрощение сетей без концентрации горных работ невозможно. Однако, это сталкивается с невозможностью выполнения норм проветривания, так как не только отдельные забои или блоки должны оказаться в последовательном использовании струи воздуха, но и целые зоны ведения горных работ.

На рудниках выполнен ряд опытных исследований и на основании их, а также на множественных теоретических исследованиях, проведенных Медведевым Я.И., Красноштейном А.Е., Альменко Ю.И., Мохиревым Н.Н. [21, 35, 127], построено доказательство безопасного применения рециркуляционного способа вентиляции.

Испытания проводились в середине 70-80 годов, они носили характер опытных, поэтому сроки ограничивались несколькими неделями. Объемы испытаний имели как широкомасштабные, так и локальные

значения размеров участков. Рециркуляции подвергались целиком рудники (СКПРУ-1), отдельные группы панелей (БКПРУ-1, 4-6 ВП) и локальные зоны ведения горных работ (СКПРУ-2, 3 СЗП), в 90 годах проведены исследования по рециркуляции гор.305 м. в руднике СгКПРУ-1. На повторное использование при рециркуляции посылалось от 20 до 45 % количества воздуха, участвующего в проветривании. Повсеместно выполнялись сотни и тысячи замеров. Наработанный материал доказательно обосновывает тот факт, что с течением времени изменений в атмосфере в худшую сторону не происходит (особенно качество воздуха по содержанию кислорода даже улучшается), а, следовательно, безопасность рециркуляционного проветривания не ниже существующих способов.

Многолетними исследованиями доказано, что технология проветривания неразрывно связана с технологиями проходки, транспортировки и закладки полезного ископаемого. А комплексность применения технологических решений - залог достижения положительных результатов в энергосбережении. Недопустимо то, что затраты энергии на проветривание, отнесенные к тонне добытой руды, почти в два раза превышают затраты на отбойку руды комбайнами (соответственно 4,7 и 2,3 кВт/ тонну).

Регулярно проводимый анализ затрат электроэнергии на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей показал, что удельная доля от общих затрат энергии рудников, приходящаяся на вентиляцию, возросла:

-с 8-10 % в 1977-90 гг.

-до 30-50 % в 1997-2000 гг. (табл. 3.12.).

Допускаемые принятыми нормативными актами и правилами безопасности вентиляционные резервы практически исчерпаны. При этом, большие и все увеличивающиеся энергетические затраты на проветривание ставят перед исследователями новые задачи, заключающиеся в необходимости:

- выполнения комплексных исследований, направленных на совершенствование правил безопасности в части управления воздушными по-

токами и применения (расширения) средств и способов проветривания с целью повышения эффективности и снижения затрат;

- разработки надежных и малозатратных методов повышения коэффициента доставки воздуха к зонам ведения горных работ и коэффициента его использования с 0,3-0,4 до 0,7-0,8;

- разработки научно-обоснованной стратегии в размещении и применении вентиляторных установок и других источников тяги;

- разработке принципов конструирования схем проветривания, отвечающим требованиям простоты, надежности, безопасности и экономичности.

Таким образом, выполненный комплексный анализ формирования аэрологических параметров атмосферы калийных рудников позволяет сформулировать цель и основные задачи, требующие решения для нормализации параметров с наименьшими затратами энергии.

1.5. Цель, задачи и методы исследований.

Анализируя результаты выполненных исследований на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей за весь срок их эксплуатации, нам удалось установить что:

- газовый режим, применяемый на рудниках, не в полной мере учитывает существенные особенности газопроявлений и поэтому недостаточно эффективен. Совершенствование режима должно быть выполнено на основе продолжения изучения газовыделений;

- аэрозольные характеристики атмосферы рудников, во первых - практически во всем пространстве рудников превышают нормируемые показатели, во вторых - существенно ухудшают обстановку только в локальных зонах ведения горных работ - в призабойных пространствах. На ближайшем этапе необходимо решение задачи снижения уровня запыленности в этих локальных зонах, при этом необходимо использовать минимальные затраты энергии;

- температурный фактор в основном объеме подземного пространства не выходит за рамки нормативных показателей. Требуется снижение температуры в призабойных пространствах некоторых выработок в

рудниках Старобинского месторождения, а этого следует добиваться интенсификацией воздухообмена;

- повышающаяся влажность воздуха в летний период существенно снижает безопасность ведения горных работ, в тоже время в зимний период влаги в воздухе не достает. Необходимо усреднение параметров атмосферы по данному фактору в течении всего года;

- затраты энергии на процессы проветривания, связанные с соблюдением нормируемых параметров установленных правилами безопасности, практически в два раза превышают затраты на разрушение горного массива, доля этих затрат в общем энергетическом балансе рудников составляет до 30-50 %. Все это недопустимо.

Параметры рудничной атмосферы и вентиляции рассматриваются как единый комплекс. Сокращение энергетических затрат на поддержание этого комплекса в заданных нормируемых пределах является следствием снижения энергопотребления на формирование каждого из параметров при сохранении необходимой надежности и безопасности всей системы проветривания.

Целью работы является создание научных основ и технологических методов практического энергосбережения при нормализации состава микроклимата атмосферы подземных рудников и одновременного повышения эффективности проветривания и безопасности ведения горных работ.

Задачи исследований:

- на базе изучения газоносности пластов и газообильности горных выработок, теоретических и экспериментальных исследований обосновать новую концепцию формирования газовой обстановки в рудниках. Разработать принципы организации работ по соблюдению газового режима, основанные на четкой структуризации подземных пространств, определению надежных критериев оценки степени реальной газовой опасности рабочих зон и выборе адекватных методов и средств ее контроля, предупреждения и ликвидации, в том числе при частичном повторном использовании воздуха;

- детально исследовать процессы массопереноса растворенной и взвешенной примеси в главном и наиболее опасном элементе рабочих зон – тупиковой горной выработке при непрерывной отбойке руды. Разработать эффективные методы активизации этих процессов, обеспечивающие максимальное сокращение затрат материальных, трудовых и энергетических ресурсов;

- исследовать процессы формирования микроклиматических параметров рудничной атмосферы и процессы массообмена влагонасыщенных воздушных потоков с гигроскопичными горными породами. Изучить динамику микроклимата, как элемента энергосберегающих технологий проветривания, в том числе при частичном повторном использовании воздуха;

- исследовать возможные резервы энергосбережения при перемещении огромных масс воздуха по системе чрезвычайно разветвленных вентиляционных сетей сложной топологии и незначительным аэродинамическим сопротивлением. Определить реальные пути повышения коэффициента полезного использования воздуха и снижения, удельных энергетических затрат на его доставку к объектам потребления. Разработать малозатратные методы управления и перераспределения воздушных потоков, в том числе при частичном повторном использовании воздуха;

- продолжить разработку теоретического обоснования и практических методов организации частичного повторного использования воздуха. Обосновать допустимые объемы повторного использования воздуха с применением иерархического подхода к установке имеющихся источников тяги, определив оптимальные места их размещения в элементах блоковой структуры вентиляционной сети. Разработать надежную и адекватную систему контроля и оперативного управления проветриванием как в нормальных, так и в аварийных режимах.

Методы исследований предусматривали комплексный, научно – обоснованный подход к решению поставленных задач и включали: анализ и систематизацию исходной информации, научно-техническое

прогнозирование, физическое и математическое моделирование, аппарат математической физики и химической аналитики, экспериментальные лабораторные и опытно-промышленные испытания и исследования, вычислительные эксперименты с использованием как известных, так и разработанных автором методик и программ, анализ результатов проведенных исследований с составлением единого технологического процесса.

2. ГАЗОВЫЙ РЕЖИМ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ И ЕГО РОЛЬ В ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТАХ НА ПРОВЕТРИВАНИЕ.

Газоносность пластов и газообильность выработок калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений имеет ряд существенных особенностей, в значительной мере отличающих условия формирования газовой обстановки от угольных шахт и других горно-рудных предприятий.

В силу этой специфики, для калийных рудников во многом неприемлемы традиционные методы оценки реальной газовой опасности, существующие подходы к обеспечению нормализации газовой среды, методы обнаружения газа и контроля его содержания в атмосфере горных выработок. Поэтому, ведение и соблюдение газового режима на калийных рудниках требует разработки и внедрения комплекса специальных мер, способных обеспечить реальную безопасность ведения горных работ в специфических условиях.

На калийных рудниках необходимы принципиально новые подходы к оценке реальной газовой опасности и ее максимальной пространственной и временной локализации, привязки к конкретным местам возникновения.

Такие подходы позволяют в условиях жесткой необходимости максимальной экономии ресурсов не только не допустить снижения уровня безопасности, но и значительно повысить его за счет усиления адресного контроля газовой обстановки и его дифференциации, своевременного принятия профилактических и активных мероприятий по нормализации газового состава атмосферы, усиления ответственности инженерно-технического персонала всех уровней.

Газовый режим калийных рудников методологически традиционно направлен на обыкновенные газовыделения. Дополнительно он усилен мерами по предупреждению газодинамических явлений.

Обыкновенные газовыделения, возникающие при разрушении горного массива, как правило, достаточно редко приводят к загазованию выработок. Такие события происходят при существенных и весьма длительных нарушениях проветривания.

В тоже время, сопровождающие обыкновенные выделения газа, происходящие на их фоне повышенные газовыделения, реально способствуют загазованию выработок. Вентиляция, настроенная под один вид выделений газов (обыкновенные), с учетом их объемов, не всегда справляется с возникающим повышенным газовыделением.

Однако, повышенное выделение газа из массива – явление весьма редкое и непродолжительное.

По существу, для решения проблемы требуется усиление проветривания, связанное с переходом на более жесткие требования, которые сопровождали бы методологию, направленную на локализацию повышенных газовыделений. Потребности в воздухе в рудниках должны неизбежно возрасти. Следовательно, энергетические затраты на проветривание так же вырастут.

Несомненна и эффективность такого решения. Однако экстенсивный метод не является единственно возможным. Особенности, присущие газовой обстановке в калийных рудниках, позволяют разрабатывать альтернативные подходы к решению проблемы.

Для уточнения основных показателей, позволяющих сформировать подходы к новой технологии проветривания, нами проведен комплекс исследований газовой обстановки.

2.1. Исследование и анализ газовой обстановки подземных рудников.

Появление газов в рудных залежах, а также их нахождение в современном массиве достаточно изучено. Эти знания стали исходной информацией для составления статической картины газоносности исследуемых объектов. Газоносность создает основные предпосылки формирования газовой обстановки рудника. Она подробно рассматривалась в первой главе. Дополнительные исследования газоносности, газообильности и состава газов позволили существенно уточнить картину газовыделений, особенно связанных с появлением горючих и ядовитых газов в рудничной атмосфере.

Чтобы оценить реальную газовую опасность в пределах шахтных полей и шахтопластов, выполнены исследования газоносности продуктивной пачки массива на всех рудниках.

Применялась общепринятая методика с использованием образцов в виде выбуренных кернов из нетронутого массива, с одновременным отбором проб воздуха из скважины.

Взято от 250 до 700 проб из каждого пласта и междупластья в пределах рабочих зон. Междупластья, особенно на Верхнекамских рудниках проходятся уклонами, вскрывающими продуктивный пласт. Поэтому важна ожидаемая газоносность в них. Всего, за время более 11 лет, выполнено девять комплексных исследований, включающих до 10000 проб. Результаты, обобщенные по пластам или горизонтам рудников, приведены в табл. 2.1.

Из данных, приведенных в табл. 2.1 видно, что газоносность пластов сильвинитового состава достаточно низка. Газоносность карналлитового пласта выше сильвинитовых в 6-8 раз.

Статистика регистрируемых выщелений газа, ведущаяся как на рудниках (данные за последние 24 года по Верхнекамскому месторождению, выборка 31232 измерения приборами эпизодического действия типа ГИК-1М, эксплазиметр горноспасательный и за 6 последних лет по Старобинскому месторождению, выборка 2982 измерения приборами эпизодического действия типа ШИ -1 и [illegible]), так и в исследовательских лабораториях УралВНИГа, Горного института УрО РАН, ПГИ и БелГорХимПрома подтверждает тот факт, что выделения газов наблюдаются только при проходке выработок. Газовыделения практически не происходят, если не нарушается сплошность массива.

Исследованиями определялся состав газов выделяющихся из массива и относительная газообильность проходимых горных выработок. С этой целью выполнено более 87550 замеров. Проведены полномасштабные годовые газовоздушные съемки (начиная с 1993 г.), в ходе которых замерялись концентрации горючих и ядовитых газов во входящих и исходящих струях, расходы воздуха и количество отбитой горной массы в каждой выработке и по руднику в целом.

В процессе выполнения съемок произведено более 17500 замеров. Обработка результатов исследований проводилась на газовых хроматографах.

Таблица 2.1.

Газоносность пластов, горизонтов и междупластий Верхнекамского и Старобинского месторождений.

Рудник	Пласт или горизонт (состав руды)	Газоносность по условному метану, $м^3/м^3$.
БКПРУ-1	В (карналлит)	1,72-1,83
	А-Б (сильвинит)	0,25-0,32
	А-Кр I (каменная соль)	0,05-0,07
	Кр I (сильвинит)	0,21-0,30
	КрI - КрII(каменная соль)	0,05-0,12
	Кр II (сильвинит)	0,15-0,16
	КрII-КрIII(каменная соль)	0,05-0,08
	Кр III (сильвинит)	0,11-0,13
БКПРУ-2	А-Б (сильвинит)	0,26-0,36
	А-Кр I (каменная соль)	0,04-0,06
	Кр I (сильвинит)	0,12-0,13
	Кр II (сильвинит)	0,17-0,19
	Кр III (сильвинит)	0,14-0,17
БКПРУ-4	А-Б (сильвинит)	0,27-0,37
	Кр I (сильвинит)	0,22-0,31
	КрI - КрII(каменная соль)	0,09-0,11
	Кр II (сильвинит)	0,13-0,16
	Кр III (сильвинит)	0,12-0,15
СКПРУ-1	В (карналлит)	1,42-1,77
	А-Б (сильвинит)	0,28-0,31
	Кр I (сильвинит)	0,26-0,34
	Кр II (сильвинит)	0,12-0,17
	Кр III (сильвинит)	0,09-0,14
СКПРУ-2	В (сильвинит)	1,12-1,15
	А-Б (сильвинит)	0,26-0,33
	А-Кр I (каменная соль)	0,05-0,06
	Кр I (сильвинит)	0,20-0,23
	Кр II (сильвинит)	0,12-0,19
	Кр III (сильвинит)	0,10-0,15
СКПРУ-3	А-Б (сильвинит)	0,23-0,28
	А-Кр I (каменная соль)	0,04-0,09
	Кр I (сильвинит)	0,20-0,22
	Кр II (сильвинит)	0,10-0,18
	КрII-КрIII(каменная соль)	0,05-0,09
	Кр III (сильвинит)	0,14-0,17
СтКПРУ-1	2* горизонт	0,31-0,45
	3* горизонт	0,37-0,48
СтКПРУ-2	2* горизонт	0,31-0,42
	3* горизонт	0,32-0,48
СтКПРУ-3	2* горизонт	0,30-0,46
	3* горизонт	0,33-0,53
СтКПРУ-4	2* горизонт	0,35-0,45
	3* горизонт	0,37-0,58

Расчет погрешности измерения концентрации искомых веществ в воздухе проводят согласно ГОСТ 12.1.016-89. Нижний предел определения концентрации газов составлял не менее 10^{-4} об.%.

Исследования выполнены на десяти калийных рудниках, из них на шести Верхнекамских регулярно с периодичностью - раз в три года, проведены полномасштабные газовоздушные съемки. Двадцать четыре шахтопласта, восемнадцать из которых весьма тщательно апробированы на газовыделения. Установлены основные показатели обычных выделений газа. При этом на каждом шахтном поле в районе ведения горных работ расположено от 5 до 8 панелей, столько же горных участков, а в панелях по 2-3 рабочих блока, то есть общее количество исследованных объектов составляет более 260. Объем полученной и обработанной информации позволяет дать обобщающую картину газовой обстановки.

Следует отметить, что наиболее подробно исследовались газовыделения в выработках, находящихся в отработке, а также расположенным непосредственно рядом с проходимыми выработками, т.е. в рабочих зонах.

Методика проведения газовоздушной съемки рудника включала отбор проб воздуха и определение его расхода на входящих и исходящих струях в целом рудника, панелей и находящихся в границах панелей блоков, рабочих зон и, непосредственно, в горных выработках, находящихся в проходке.

Измерения проводились:

- при прямом порядке отработки панели (блока) на выемочном штреке на расстоянии 50 м от последней рабочей камеры в сторону выработанного пространства и на вентиляционных штреках на расстоянии 50 м от последней рабочей камеры;

- при обратном порядке отработки на вентиляционных штреках на расстоянии 50 м в направлении выработанного пространства от последней рабочей камеры, а с другой стороны на расстоянии 100 м в направлении неотработанного массива от первой рабочей камеры на выемочном штреке.

В пределах горных выработок, находящихся в проходке, замеры выполнялись в 2-3 сечениях непосредственно в призабойной части, где расположено очистное оборудование и 3-5 сечениях по длине выработки, включая устье.

При проведении газовоздушной съемки определяются концентрации горючих и ядовитых газов во входящих и исходящих струях, расходы воздуха и количество отбитой горной массы в каждой рабочей зоне, выработке и по руднику в целом. Это является исходной информацией для выявления параметров относительной газообильности.

Обработка проб выполнялась на хроматографах газовых «Цвет 100» серии 102 и «Цвет 500» с детектором ионизации в пламени. Основные результаты исследований представлены на рис. 2.1 – 2.4 и в табл. 2.2.

Статистическая обработка, построенная на результатах замеров, в которых обнаружено присутствие горючих или ядовитых газов, дает представление об обычных газовыделениях. Поэтому средние показатели содержания газов в пробах и параметры относительной газообильности, позволяют определить уровень постоянно действующих газовыделений и оценить степень их опасности.

Средний уровень обычных выделений горючих газов, полученный в результате исследований в последние 20-25 лет, представлен на рис. 2.1. Горючие газы представлены смесью углеводородов (условный метан) и водорода. Содержание каждого компонента исследовалось отдельно. Из графика (рис 2.1) видно, что при обычных газовыделениях из горючих газов преобладает метан. Содержание водорода по отношению к метану на разных рудниках и шахтопластах колеблется и составляет следующие соотношения (водород/метан):

БКПРУ-1, Кр-2 = (1/5); БКПРУ-1, АБ = (1/4); БКПРУ-1, В = (1/6);

БКПРУ-2, Кр-2 = (1/8); БКПРУ-2, АБ = (1/12);

БКПРУ-4, Кр-2 = (1/6); БКПРУ-4, АБ = (1/9);

СКПРУ-1, Кр-2 = (1/4); СКПРУ-1, АБ = (1/6); СКПРУ-1, В = (1/7);

СКПРУ-2, Кр-2=(1/6); СКПРУ-2, АБ=(1/6); СКПРУ-2, В(с.с.)=(1/2);

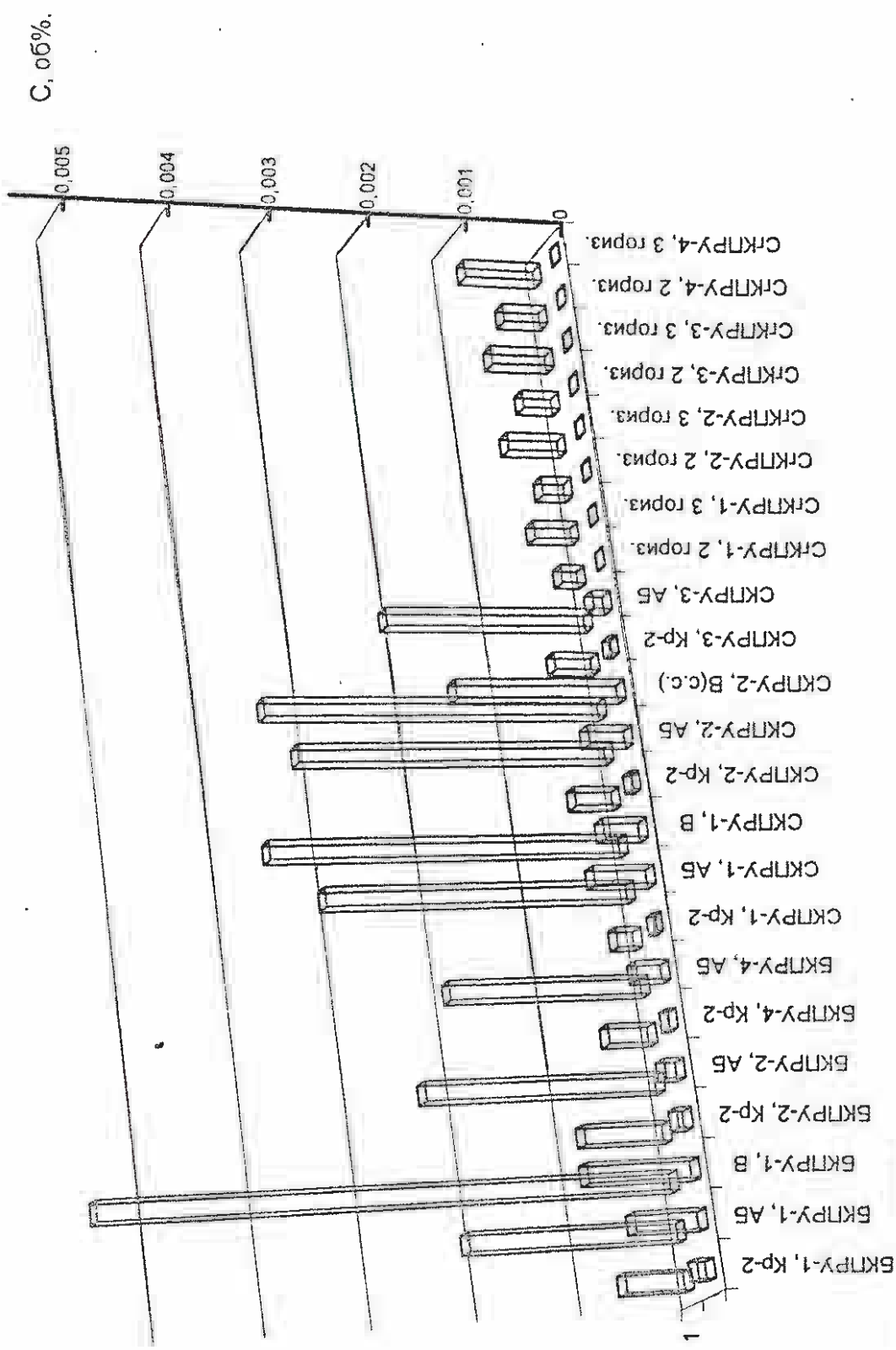


Рис.2.1. Среднее содержание горючих газов в атмосфере призабойных пространств горных выработок при обычном газовыделении. На заднем плане-содержание метана, на переднем - водорода.

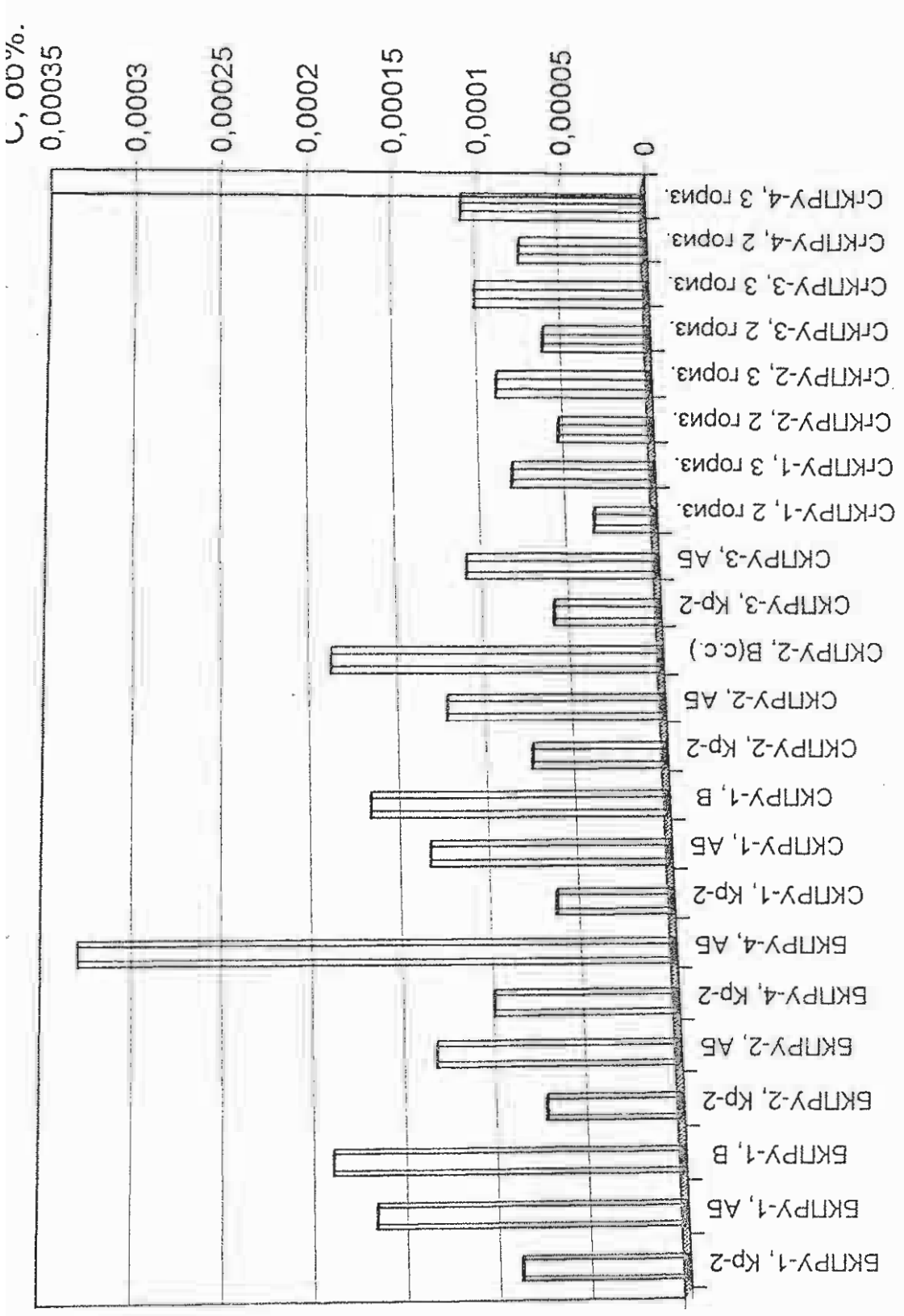


Рис. 2.2. Среднее содержание оксида углерода в пробах рудничного воздуха на исходящих струях добычных участков, фиксируемое при обычном газовыделении.

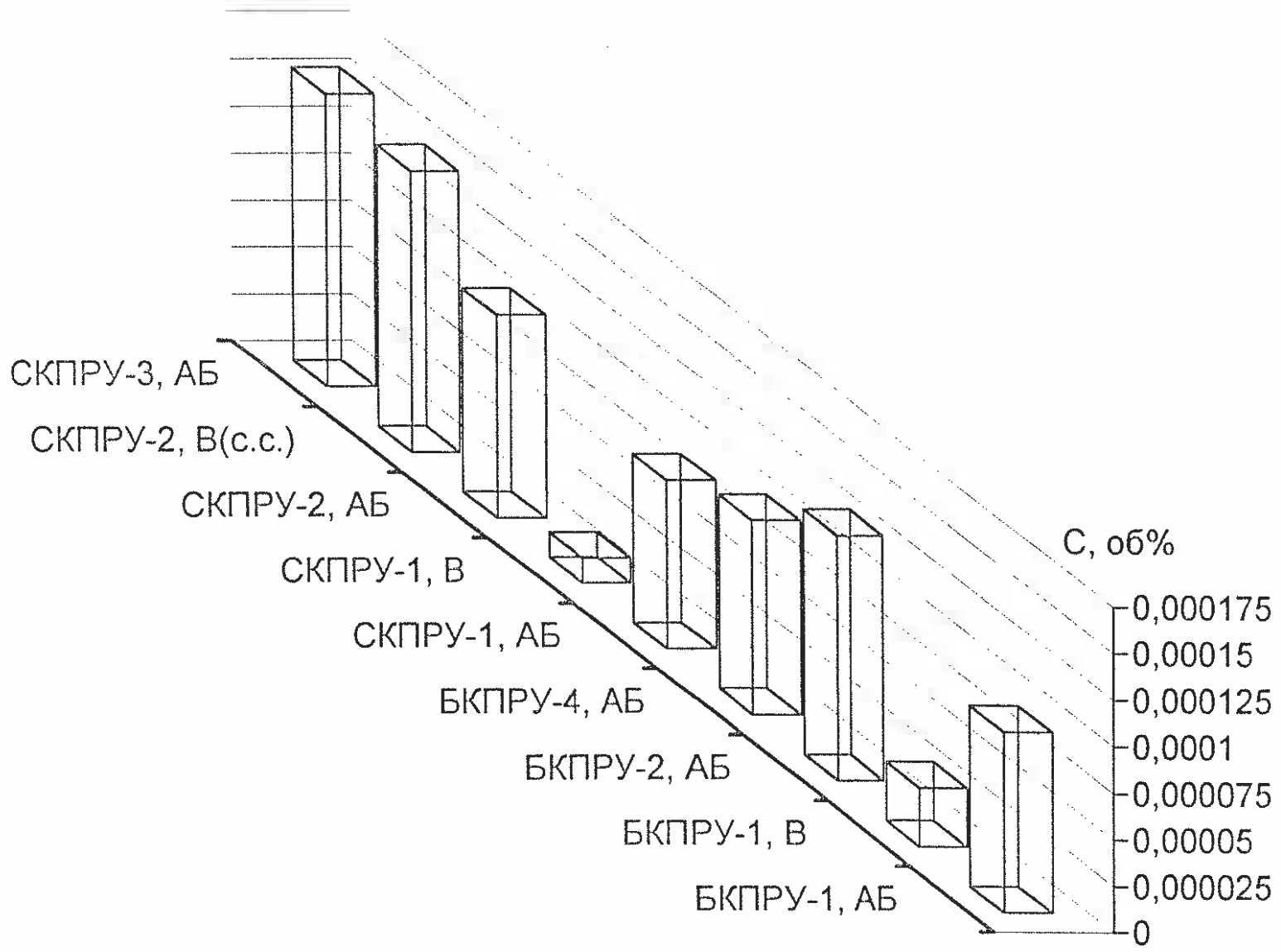


Рис.2.3. Среднее содержание условного сероводорода в атмосфере призабойных пространств при обычном газовыделении.

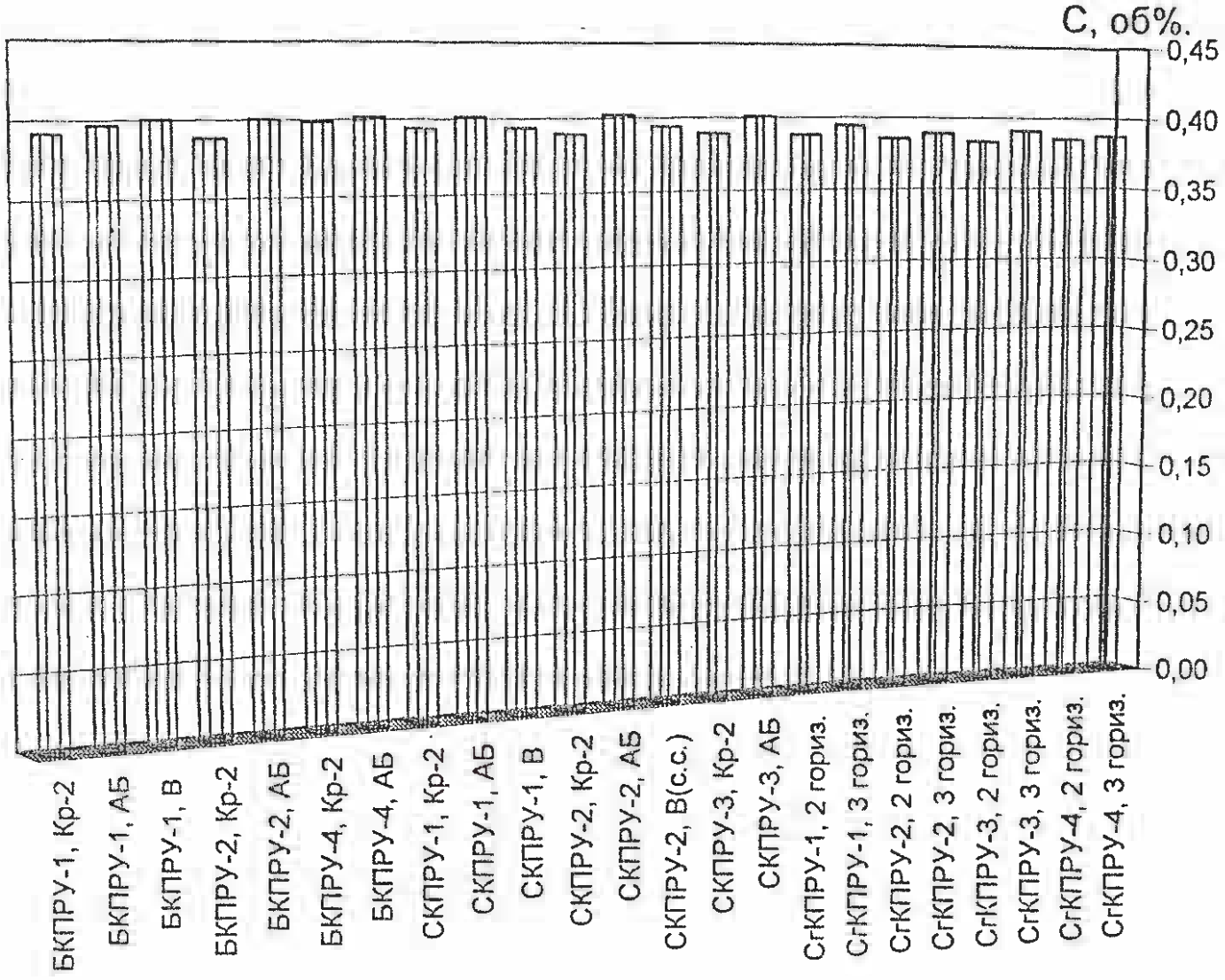


Рис. 2.4. Среднее содержание углекислого газа в пробах воздуха на исходящих струях добычных участков, фиксируемое при обычном газовыделении.

СКПРУ-3, Кр-2 = (1/7); СКПРУ-3, АБ = (1/9).

Соотношения для рудников Старобинского месторождения определить достаточно сложно, так как водородная составляющая обнаруживается на уровне «следов», т.е. ничтожно мала концентрация водорода в пробах. Она соизмерима с содержанием водорода в атмосферном воздухе. Можно утверждать, что обычные газовыделения сопровождаются метаном.

Обычные газовыделения сопровождаются весьма малыми концентрациями горючих газов, практически в сотни раз меньшими, чем допустимые концентрации. Этот же факт подтверждается незначительной газообильностью горных выработок, находящихся в проходке в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей, представленной в табл. 2.2.

Оксид углерода, выделяющийся во время выхода газов при разрушении массива, имеет средние концентрации в пределах приведенных на рис. 2.2. Заметно выделяется на общем, достаточно одинаковом уровне, шахтопласт АБ рудника БПКРУ-4. Здесь наблюдаются аномальные зоны с повышенным выделением СО. Оно происходит на фоне выделения сероводорода, поэтому более опасно, благодаря совместному воздействию ядовитых газов на организм человека. При этом уровень концентрации СО в выделившихся газах как на этом шахтопласте, так и на других рудниках и пластах, значительно меньше допустимой концентрации. Обычные газовыделения не опасны по этому фактору.

Сероводород обнаруживается на отдельных шахтопластах (рис. 2.3 и табл. 2.2). Особенно высоки концентрации на шахтопластах АБ рудников БКПРУ-2, СКПРУ-2, СКПРУ-3 и шахтопласте В сильвинитового состава рудника СКПРУ-2. При обычных газовыделениях концентрации сероводорода в три-пять раз ниже допустимой. Однако в процессе исследований наблюдались отдельные газовыделения, носящие локальный и непродолжительный характер (до нескольких часов, по мере проходки выработок), в шахтопластах, перечисленных выше, в которых концентрации сероводорода превышали допустимую.

Таблица 2.2

Среднестатистическая относительная газообильность горных выработок, находящихся в проходке в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей.

Рудник	Пласт	Газообильность по условному метану, $м^3/т$.		Газообильность по сероводороду, $м^3/т$.	
БКПРУ-1	Кр – 2	**1994**	**1997**	**1994**	**1997**
		0,00232	0,00281	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02169	0,02143	0,003922	0,003877
	В	0,03611	0,03634	0,000212	0,000235
БКПРУ-2	Кр – 2	**1996**	**1999**	**1996**	**1999**
		0,00211	0,00202	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02222	0,02291	0,002912	0,003198
БКПРУ-4	Кр – 2	**1995**	**1998**	**1995**	**1998**
		0,00245	0,00250	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02500	0,02319	0,002615	0,002770
СКПРУ-1	Кр – 2	**1994**	**1997**	**1994**	**1997**
		0,00196	0,00185	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02622	0,02433	0,004044	0,004100
	В	0,01617	0,01634	0,000122	0,000111
СКПРУ-2	Кр – 2	**1995**	**1998**	**1995**	**1998**
		0.00238	0,00250	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02169	0,02143	0,002912	0,003198
	В (сильвинит)	0,02503	0,02319	0,003877	0,003922
СКПРУ-3	Кр – 2	**1996**	**1999**	**1996**	**1999**
		0,00233	0,00242	Отсутствует	Отсутствует
	АБ	0,02366	0,02237	0,004131	0,004003

Содержание углекислого газа в пробах воздуха на всех шахтопластах незначительное по сравнению с допустимым (рис. 2.4). А серьезных отличий между пробами воздуха из разных рудников или пластов практически не наблюдается. CO_2 не оказывает влияния на безопасное состояние атмосферы калийных рудников.

Исследовалась неравномерность выделений газов при отбойке полезного ископаемого. Результаты исследований неравномерности

обыкновенных газовыделений приведены в табл.2.3.

Таблица 2.3.

Неравномерность газовыделений, наблюдаемая при замерах.

Гориз. Пласт	Пределы наблюдаемых газовыделений, $м^3$/мин.		Газоносность по горючим газам, $м^3$ / $м^3$.	Коэффициент неравномерности обыкновенных газовыделений.
	нижний	верхний		
Старобинское месторождение (горизонты)				
2 гор.	0,00001	0,0061	0,06 - 0,12	1,56
3 гор.	0,00082	0,0488	0,14 - 0,21	1,61
Верхнекамское месторождение (отрабатываемые пласты)				
Кр-2	0,0012	0,0721	0,21-0,29	1,62
АБ	0,0480	0,1322	0,33-0,71	1,57
В сильв.	0,0426	0,1864	0,45-0,88	1,90
В Карн.	0,0722	0,4927	1,39-1,67	1,81

Основным показателем неравномерности является коэффициент $К_н$ [21], находящийся из выражения:

$$К_н = 1+3\ а/\ Q_{газ}\ , \qquad (2.1)$$

где $Q_{газ}$ – величина обыкновенного газовыделения, определяемая из длительных (до 6 часов) измерений; а – среднеквадратичное отклонение замеренных величин газовыделений в пределах одной выработки, одного пласта.

Неравномерность обыкновенных газовыделений, происходящих в пределах рабочих зон, колеблется от 1,56 до 1,81. Это достаточно высокая неравномерность, в результате которой на некоторое время может существенно ухудшиться газовая обстановка в пространстве выработки непосредственно при разрушении горного массива.

Таким образом, можно констатировать, что газообильность горных выработок, благодаря незначительным концентрациям горючих и ядовитых газов при обычных газовыделениях, крайне мала. Но это не снижает опасности, так как при нарушении проветривания, особенно забоев горных выработок, возможно образование газовых скоплений. Если горные работы пересекут зону, где проявятся повышенные газовыделения, то опасность газовых скоплений возрастет.

Установленные факты позволили методологически сконцентрировать дальнейшие исследования на наиболее опасном - повышенных газовыделениях. Регистрация, которых имеет место, но происходят они крайне редко в сравнении с обычными выделениями газа, по полученным данным - не чаще 4-10 раз в году.

Газовый баланс рудников можно составить только расчетным путем, так как замеры на входящих и исходящих струях в натурных условиях не позволяют зафиксировать концентрации газов существующими приборами. Они настолько малы. Однако, в зонах ведения горных работ величина концентрации газов достаточна для ее регистрации. Поэтому можно вычислить абсолютную газообильность ($м^3$/мин).

По ходу движения исходящей струи происходит разбавление газов, как утечками, так и воздухом, прошедшим по выработкам, в которых работы временно не производятся. Поэтому, суммируя абсолютную газообильность зон ведения горных работ, мы расчетным путем можем получить газовый баланс.

Среднеарифметическое значение относительной газообильности по всем рабочим зонам условно можно считать относительной газообильностью рудника. Результаты проведенных расчетов приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Газовый баланс и относительная газообильность калийных рудников по горючим газам.

Рудник	Газовый баланс, м³/мин.	Относительная газообильность, м³/т.
Верхнекамское месторождение.		
БКПРУ-1	0,01234	0,001430
БКПРУ-2	0,00923	0,001211
БКПРУ-4	0,01022	0,001245
СКПРУ-1	0,01314	0,001696
СКПРУ-2	0,02341	0,001796
СКПРУ-3	0,01099	0,001396
Старобинское месторождение.		
СгКПРУ-1	0,00451	0,000212
СгКПРУ-2	0,00467	0,000231
СгКПРУ-3	0,00461	0,000222
СгКПРУ-4	0,00470	0,000236

Для сравнения, если обратным порядком решить задачу, связанную с выполнением условия единых правил безопасности, а именно, - содержание горючих газов не должно превышать 0,5 %, а количество воздуха, подаваемое на [illegible] $м^3$ (или 2,07 тонны) среднесуточной добычи горной массы должно быть не менее [illegible],4 $м^3$/мин для сильвинита (или 2,1 $м^3$/мин для карналлита), то параметры относительной газообильности должны быть на уровне 0,01449 (или 0,02175) $м^3$/т.

Рудники Верхнекамского месторождения имеют относительную газообильность в 6-10 раз меньшую, а Старобинского - практически в сто раз меньшую по сравнению с допустимой правилами безопасности.

Количество газа, выделяемое в рудниках настолько мало, что для его разжижения достаточно:

- в рудниках Верхнекамского месторождения, расхода воздуха не более 4000 $м^3$/мин;
- Старобинского - 800 $м^3$/мин.

На сегодняшний день в эти рудники поступает от 18000 до 25000 $м^3$/мин.

Следовательно, газовая обстановка в целом по рудникам не может вызывать каких либо опасений. Воздух в рудник поступает в достаточном количестве и даже превышает потребное в 4 - 6 раз на Верхнекамском месторождении и 20 - 25 раз на Старобинском.

Практика эксплуатации рудников подтверждает отсутствие опасности за пределами зон ведения горных работ тем, что не было случаев обнаружения сколь-нибудь заметных концентраций горючих газов на исходящих струях панелей, крыльев, горизонтов и рудников.

Таким образом, газовая обстановка в калийных рудниках совершенно не однородна. Во всем подземном пространстве рудника, за исключением зон ведения горных работ, во-первых, - газовыделения практически не наблюдаются, во-вторых, - концентрация газов в исходящих струях настолько мала, что не регистрируется современными приборами, в-третьих, - расчетное количество воздуха, подаваемое в рудники по данному фактору, завышено более чем в 4 раза по Верхнекамскому и 20 раз по Старобинскому месторождениям. В зонах

ведения горных работ, особенно в призабойных пространствах горных выработок, имеют место выделения горючих газов. Именно это обстоятельство вносит решающий вклад в понятие газовой опасности калийных рудников. Только в пределах рабочих зон возможны скопления газов, а при недостаточно эффективном проветривании это может привести к негативным последствиям.

2.2. Метод эффективного проветривания тупиковых выработок при повышенных газовыделениях.

Основываясь на данных многолетних исследований, приведенных в предыдущем разделе, можно утверждать, что главным источником газовой опасности в калийных рудниках являются забои, вскрывающие участки пластов с повышенной газоносностью.

При обыкновенных газовыделениях в призабойных пространствах так же возможны скопления газов, если вентиляция малоэффективна.

Забои тупиковых горных выработок отличаются тем, что в них организация проветривания наиболее трудоемка и сложна. Эффективность проветривания здесь, как правило, ниже, чем в остальных забоях.

Необходимо разработать метод решения проблемы безопасности ведения горных работ в призабойных пространствах тупиковых выработок, проблемы, связанной с разбавлением и выносом выделяющихся газов. Полученный метод можно распространить на все забои рудников, так как в них проблема стоит менее остро.

В призабойном пространстве, при повышенном газовыделении или при обычном, но с нарушенной вентиляцией, могут возникнуть скопления газов с опасной концентрацией. Произойдет загазование призабойного пространства. Этот процесс может иметь разные сценарии развития, но если рассматривать наиболее интенсивный, то прочие, естественно, будут поглощены в граничных условиях физико-математической модели интенсивного процесса загазования.

Рассмотрим процесс загазования при следующих допущениях:

- при подходе забоя к зоне пласта с повышенной газоносностью на расстояние радиуса дренирования газа абсолютная газообильность призабойной зоны начинает нарастать. По мере подвигания забоя газообильность достигает максимума, а затем падает. Процесс занимает некоторый промежуток времени;
- исследуется наиболее опасный случай, когда весь газ выделяется мгновенно;
- движение воздуха в выработке отсутствует.

Моделируется интенсивный процесс, состоящий в мгновенном загазовании выработки. Параметры, полученные при моделировании этого процесса могут успешно использоваться для обеспечения безопасности при менее серьезных ситуациях.

Математическая модель процесса выхода газа в призабойное пространство может быть представлена в следующем виде.

Объемы газа выходящего из газонасыщеной зоны в призабойное пространство, меняют энергетический баланс общего объема, что может быть представлено системой уравнений в виде:

$$\begin{cases} dU = dQ + i_п dM_п - i_о dM_о; \\ U = U + dU; \\ M = M + dM_п - dM_о; \\ P = (k-1)U/V; \quad T = PV/RM, \end{cases} \qquad (2.2)$$

где, U, dU – полная и приращаемая величины внутренней энергии газа и воздуха в призабойном пространстве, Дж; M, $dM_п$, $dM_о$ – полная, присоединяемая к призабойному пространству и отделяемая от него массы газа и воздуха, кг; $i_п$, $i_о$ – удельные энергии присоединяемых и отделяемых масс газа и воздуха, Дж/кг; P,T – давление газа, Па и температура горных пород в которых находится газ, ^{0}К; k – показатель адиабаты; R – газовая постоянная, Дж/ (кг*К); V – объем зоны пласта с повышенной газоносностью, м^3.

Присоединяемую (для объема призабойного пространства) и отделяемую (для объема зоны пласта с повышенной газоносностью) массы

определим на основании закона Сен-Венана-Вентцеля.

Присоединяемая масса:

$$dM_{Io} = \mu_1 0.785 d_1^2 \frac{P_1}{T_1}\sqrt{\frac{2k_1}{k_1-1}\frac{g}{R_1}T_1\left[1-\left(\frac{P_1}{P_1}\right)^{\frac{K_1-1}{K_1}}\right]}d\tau_1; \qquad (2.3)$$

Отделяемая масса:

$$dM_{IIIo} = \mu_2 0{,}785 d_2^2 \frac{P_{III}}{T_{III}}\sqrt{\frac{2k_{III}}{k_{III}-1}\frac{g}{R_{III}}T_{III}\left[1-\left(\frac{P_2}{P_{III}}\right)^{\frac{K_{III}-1}{K_{III}}}\right]}d\tau \ . \qquad (2.4)$$

Они равны между собой и могут быть выражены в виде:

$$dM_{Io} = dM_{IIIo} = n_{отв}\rho_i V_n d\tau / \tau_\phi . \qquad (2.5)$$

где μ_1, μ_2 – коэффициенты расхода; d_1, d_2 – диаметры соответственно подводящего (трещина) и отводящего (горная выработка) каналов, м; $n_{отв}$ – число отверстий, если подводящий канал не один; P_1, P_2 – давление газа и воздуха в подводящем и отводящем каналах, Па; ρ_I – плотность газа в массиве, кг/м^3; P_I, P_{III} – давление в объемах газа заключенного в массива и горной выработке, Па; T_I, T_{III} – температура газа и воздуха в массиве и в призабойной зоне выработки, ^{0}К; τ – время протекания процесса, с. Из (2.5) становиться понятным, что форма, размеры и даже количество каналов выхода газа не имеют существенного значения.

Удельные энергии присоединяемых и отделяемых масс определим из уравнения:

$$I = c_p T, \qquad (2.6)$$

где c_p – изобарная теплоемкость газа и воздуха, Дж/(кг·К); T – температура газа в зоне, из которой происходит истечение, ^{0}К.

Величина внешнего теплообмена находится на основании закона Ньютона. Коэффициенты теплоотдачи в зависимости от существующего режима течения газа в соответствующих объемах определяются на основании известных критериальных уравнений. Температура в воздушном слое призабойного пространства определяется, исходя из урав-

нения теплового баланса. Изменение термодинамических параметров системы определим следующим образом. Условно разобьем объем призабойного пространства на три характерные зоны (1, 2, 3), разделяющиеся по свойствам газовоздушной смеси (рис.2.5):

1 - зона образования газовой смеси ($0 < R_o \leq 2\ H$);

2 - зона ускоренной диффузии (выравнивания давления) газовой смеси в воздушном слое [$2\ H \leq R_o < (K - 2\ H)$];

3 - зона естественной диффузии газовой смеси в воздушном слое [$(K - 2\ H) \leq R_o < K$];

здесь H – высота газового скопления половине высоты выработки, м.; R_o – радиус зоны газо-воздушной смеси, м; K – длина призабойной части выработки, в которой произошло полное смешение газа в воздухе, м.

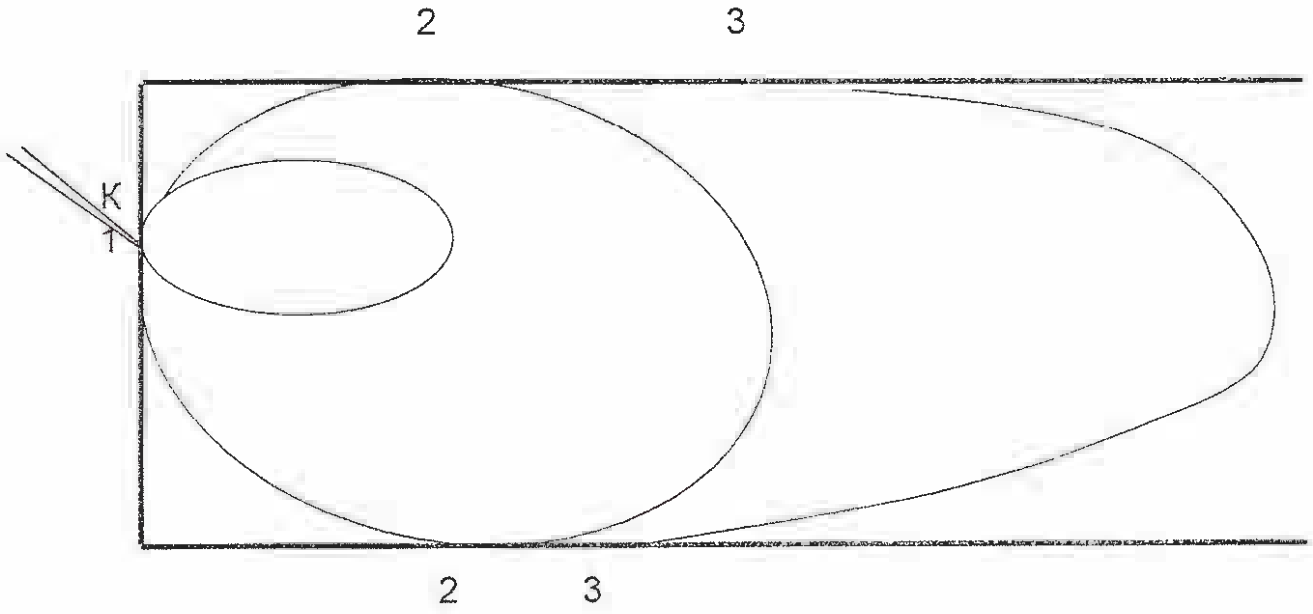


Рис 2.5. Зоны переходного состояния газовоздушной смеси при истечении газа по каналу К. Пояснения в тексте.

Все три зоны (при мгновенном газовыделении) объединяются в единую зону отброса масс.

Для определения изменения параметров газа во время его движения в воздушном слое запишем 1-ый закон термодинамики тела переменной массы в виде:

$$dq + (i_п - i_о)d\varepsilon_п = dI - vdP - Pvd\varepsilon, \quad . \qquad (2.7)$$

где dq – удельный контурный теплообмен, Дж/кг, dq=dQ/M; $d\varepsilon_п$ – относительная величина присоединяемой массы газа, $d\varepsilon_п = dM_п/ M$; $(i_п - i_о)\ d\varepsilon_п$ – прирост удельной энергии за счет присоединения массы газа, Дж/ кг; d I – изменение удельной энтальпии воздуха, Дж/кг; Pvdε – удельная работа, связанная с проталкиванием газа в призабойную часть, Дж / кг; dε -относительная величина изменения массы воздуха, $d\varepsilon = (dM_п - dM_о)/M$; M – масса воздуха в призабойной зоне, кг, Q – расход, $м^3/с$.

Принимая во внимание, что dI = MdI + IdM и используя энергетическое уравнение состояния PV = [(k -1) / k] I , преобразованное к виду:

$$dI = dQ + VdP + (i_п - i_о)dM_п - 2i_о dM_о - i_о K^{-1}(dM_п - dM_о). \qquad (2.8)$$

Используя приведенные выражения, получаем систему уравнений для выражения изменения термодинамических параметров газа во время его движения в зоне отброса масс:

$$\begin{cases} dI = dQ + VdP + (i_п + i_о)dM_п - 2i_о dM_о - i_о K^{-1}(dM_п - dM_о); \\ dP = -g\rho\ wd\tau \\ M = M + dM_п - dM_о; \quad I = I + dI; \quad P = P + dP; \\ V = (k-1)k^{-1}IP^{-1}; T = PV/MR; \end{cases} \qquad (2.9)$$

здесь $dM_п$, $dM_о$ – приращение элементарных масс газа и воздуха, кг; $dQ = \alpha 4\pi R_о^2 (T - T_0)d\tau$. – величина теплообмена; α – коэффициент теплообмена, другие параметры соответственно описаны в (2.2).

Пренебрегая нестационарным движением газовоздушной смеси, (продолжительность нестационарного движения весьма мала, только до момента выравнивания давления в газовом образовании – несколько долей секунды), скорость ω стационарного движения потока газа в воздушную среду, являющуюся функцией числа Рейнольдса, можно определить следующим образом:

$$1 < Re < 0{,}4Ar^{0{,}4}\ \omega = v\ 0.33Ar^{3/4}/R, \qquad (2.10)$$

где $Ar = \frac{\rho\sigma^{3/2}}{v^2\rho^2\sqrt{2(\rho-\rho_п)}}$; – коэффициент пропорциональности вязкого перемешивания веществ с разной плотностью – ρ. При $Re > 2500$

$$\omega = \sqrt{\frac{\sigma}{R_o(\rho - \rho_п)} + gR\left(1 - \frac{\rho_п}{\rho}\right)}, \qquad (2.11)$$

$\rho_п$ – плотность газа до выхода из газонасыщенной зоны.

Количество диффундировавшего газа в воздушный слой определим на основании закона Максвелла:

$$D\ M_п\ (dM_o) = 8\pi\ R(C_o - C_1)\ D\ d\tau, \qquad (2.12)$$

где C_o – концентрация равновесного с воздухом газа, кг/м^3; C_1 – средняя концентрация по объему зоны отброса масс, кг/м^3.

$$C_o = P_{упр.}/RT, \qquad (2.13)$$

где $P_{упр.}$ – упругое давление, оказываемое расширяющимся потоком газа. В этом случае коэффициент диффузии определится из выражения:

$$D = D_o\ 4{,}1\ T^{1{,}8} / P, \qquad (2.14)$$

где D_o – коэффициент диффузии газа при нормальных атмосферных условиях. А плотность газовоздушной $\rho_{см}$ смеси:

$$\rho_{см} = \rho_п\beta + \rho\ (1 - \beta), \qquad (2.15)$$

где β – объемное содержание газа в воздухе, м^3.

При этом связь между скоростью ω стационарного движения потока газа в воздушную среду и ожидаемым объемным содержанием газа в воздухе β, учитывая (2.11-2.15) находится из выражения:

$$\beta = (gR/R_0 - R_0\omega + \sigma^3)^2, \qquad (2.16)$$

где σ – постоянная скорости процесса, м/с.

Используя (2.7, 2.9, 2.15 и 2.16), получим уравнение, связывающее давление, с которым выходит газ P, из газо-насыщенной зоны, с ожидаемым объемным содержанием газа в воздухе β:

$$P = (\beta^{2.5} + K/gR)^{3.5} / R_0T^{2.5}, \qquad (2.17)$$

Таким образом, получено математическое описание интенсивного процесса загазования призабойной части горной выработки, где через известные начальные условия можно определить результирующие и наоборот.

Важно решение обратной задачи, а именно, задавшись условием, что в выработке конечная концентрация (ожидаемое объемное содержание горючих газов в воздухе) соответствует ПДК, определить при каком дебите и давлении выделяющегося газа произойдет загазование. Другими словами, задача сводиться к увеличению времени выхода газа, что может регулироваться, например, снижением скорости проходки выработки. В результате чего постепенное газовыделение не создаст условия накопления газов в призабойном пространстве с опасной концентрацией.

Задача может быть решена вторым способом, а именно вовлечением в разбавление газов максимально возможного количества воздуха, причем воздуха, находящегося в пределах выработки. Таким образом – растянуть возможное скопление газа по длине выработки, и тем самым снизить концентрацию газа менее ПДК.

Первый способ труднореализуем в практике, так как необходимо достаточно точно прогнозировать зоны с повышенной газонасыщеностью, что на сегодняшний день выполняется с низкой вероятностью подтверждения прогноза. При таком положении производительность комбайнов неоправданно снижается.

Второй способ реализуется через активное перемещение воздушных масс в призабойном пространстве. Например, это может реализоваться с помощью свободных струй с определенной дальнобойностью. Струя «пробивает» пространство от забоя до устья выработки, естественно, расход воздуха по сечению струи уменьшается с увеличением ее длины. То есть, часть струи направляется обратно в сторону забоя. Однако, таким образом, весь воздух, находящийся в выработке, вовлекается в процесс разбавления газового скопления.

Максимальные расходы воздуха проходят через призабойную зону, то есть зону с вероятным накоплением газа. При этом газ активно струей выноситься в основную часть выработки, где перемешивается со всем воздухом, заключенным в ней.

Предложенный метод существенно отличается от известных, в которых воздух в призабойное пространство или из него транспортируется по трубопроводу. С применением трубопровода увеличивается расход воздуха поступающего по нему, но активного вовлечение в разбавление газов воздуха непосредственно из самой выработки не происходит. Другими словами, в известных методах для разбавления газовых скоплений постоянно требуются новые порции воздуха, в то время как для этого можно использовать значительную часть воздуха непосредственно из самой выработки.

Возникает вопрос - при реализации предложенного метода может произойти газовыделение, которое загазует всю выработку, и в этом случае разбавление газов происходить не будет. Для решения этой проблемы с помощью предложенной нами математической модели определим, какова же длина отброса газов в наиболее сложной ситуации (по которой и составлялась модель), а именно: при мгновенном газовыделении и при отсутствии проветривания.

Исходные данные и результаты решения уравнения (2.17) относительно условий рудников приведены в табл. 2.5.

Следует отметить, что призабойное пространство на 60-80 % занято горнопроходческим оборудованием, поэтому окончательная длина К - зоны естественной диффузии газовой смеси в воздушном слое, или зоны загазования призабойного пространства, должна быть увеличена в 1.6 - 1.8 раза в сравнении с данными табл. 2.5. Результаты вычислений приведены в табл. 2.6. Из которых, например, видно, что мгновенно должно выделиться более 2 $м^3$ горючих газов для ПК-8М в условиях Верхнекамского месторождения и более 1 $м^3$ горючих газов для ПК-8М в условиях Старобинского месторождения, в

этом случае призабойная часть выработки будет представлять опасность. Если газа выделиться менее указанного значения, то опасного загазования не произойдет.

Таблица 2.5

Показатели для определения размеров зоны отброса газа в призабойном пространстве.

Тип комбайна.	β	T	R_0	K	P
	Об %	^{0} K	м	М	Па
Верхнекамское месторождение					
ПК-8М	0,5	284	1,2	42,21	$34,33*10^5$
Урал-20 А	0,5	284	1,8	63,12	$37,21*10^5$
Урал-10 А	0,5	284	1,5	48,02	$36,89*10^5$
Старобинское месторождение					
ПК-8М	0,5	292	1,1	20,33	$48,15*10^5$
Урал-10 А	0,5	292	1,5	28,02	$50,78*10^5$

Таблица 2.6.

Минимальные параметры, при которых произойдет загазование выработки до опасной концентрации (0,5 об%).

Тип комбайна.	Давление газа в пласте, Па.	Длина зоны загазования, м.	Объем газа (при атмосферном давлении), $м^3$
Верхнекамское месторождение			
ПК-8М	$34.33*10^5$	49,978	1,959
Урал-20 А	$37.21*10^5$	87,616	7,762
Урал-10 А	$36.89*10^5$	60,436	2,522
Старобинское месторождение			
ПК-8М	$48.15*10^5$	36,022	1,015
Урал-10 А	$50.78*10^5$	60,436	2,522

Таким образом, опасными в калийных рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений могут считаться только газы, скопившиеся в пласте под давлением не менее 34 атм. и имеющие большие

объемы горючих газов (свыше 1 $м^3$). Если эти газы выделяются не мгновенно, а это наблюдается на практике, то, несомненно, длина зоны загазования, указанная в табл. 2.6, есть максимальная протяженность выработки, в которой, начиная от забоя, возможно скопление газов в опасных концентрациях. Именно такую длину призабойной части выработки, для разных типов комбайнов, необходимо активно проветривать и, следовательно:

- обеспечивать здесь максимальный расход воздуха, например, определенный для разбавления объемов газа более указанных в табл. 2.6, с коэффициентом запаса равным 3-4;
- обеспечивать дальнобойность свободной струи более длины зоны возможного загазования, приведенной в табл. 2.6.

Таким образом, доказано, что повышенные газовыделения могут достигать некоторых параметров, при которых, при полном отсутствии вентиляции, благодаря процессу диффузии, часть выработки может загазоваться до опасных концентраций горючих газов. Причем, эта часть выработки приурочена непосредственно к забою. Протяженность этой части выработки не превышает длин для каждого типа выработки, организованной соответственно комбайнами:

Верхнекамское месторождение

ПК-8М ≤ 50 метров,

Урал – 10 А ≤ 60 метров,

Урал – 20 А ≤ 88 метров,

Старобинское месторождение

ПК-8М ≤ 36 метров,

Урал – 10 А ≤ 60 метров,

причем не зависимо от пласта или горизонта, в котором производится отбойка руды.

Предложенный метод, включающий постоянный активный вынос воздуха из призабойной зоны с помощью свободной струи, дальнобой-

ность которой значительно больше максимальной длины зоны возможного загазования выработки, позволяет практически во всех случаях решить задачу безопасного ведения горных работ в тупиковых выработках. То есть, при соблюдении разработанного метода, не зависимо от того происходит или нет повышенное газовыделение из массива, обеспечивается разбавление воздухом, находящимся в выработке, любых выделений газа. Причем, не зависимо от количества газов, концентрация их в любой точке выработки, включая призабойное пространство, всегда менее взрывоопасной.

Предложенный метод использован для разработки способа проветривания горных выработок, схема которого приведена на рис. 2.6. Непосредственно из призабойного пространства всасывается вентилятором воздух. Выхлоп производится в направлении устья выработки.

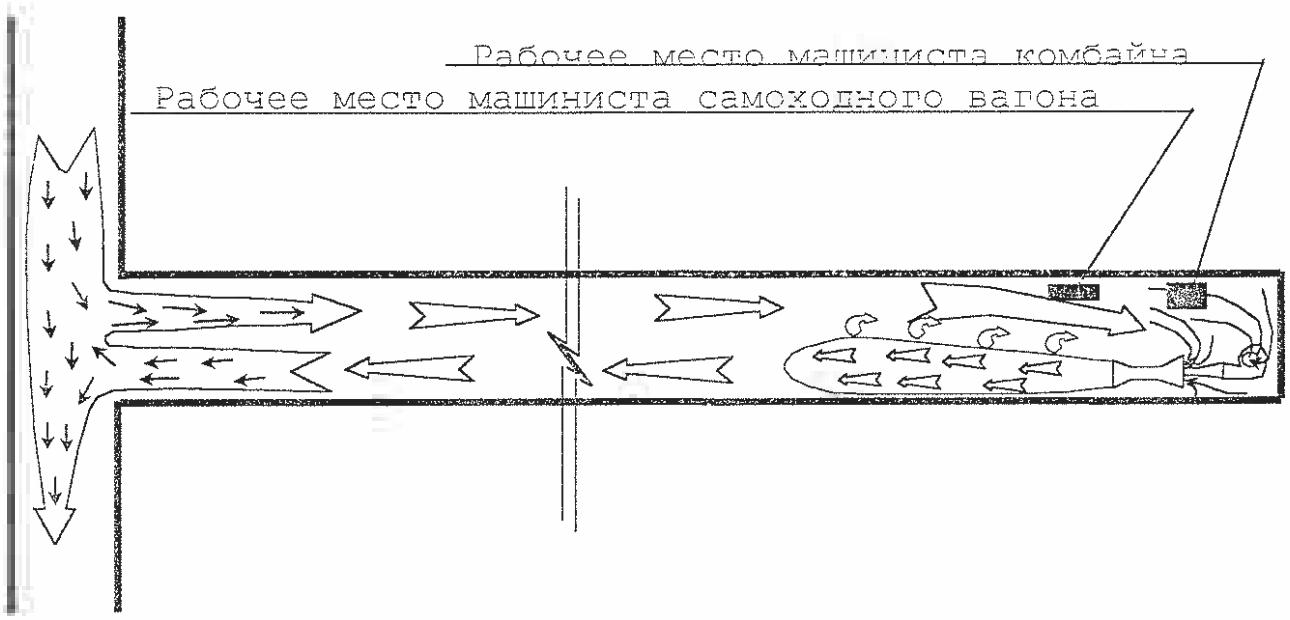


Рис. 2.6. Способ проветривания тупиковой горной выработки активной струей с применением забойной установки активного проветривания (ЗУАП), апробированный для условий калийных рудников на 55 комбайновых комплексах.

Выхлоп производится через сопло в камеру смешения эжектора. В данную камеру подсасывается дополнительный объем воздуха, проис-

ходит это за счет эффекта эжекции. Таким образом, монтируется на комбайновом комплексе специально разработанная забойная установка активного проветривания (ЗУАП), схема дана на рис. 2.7.

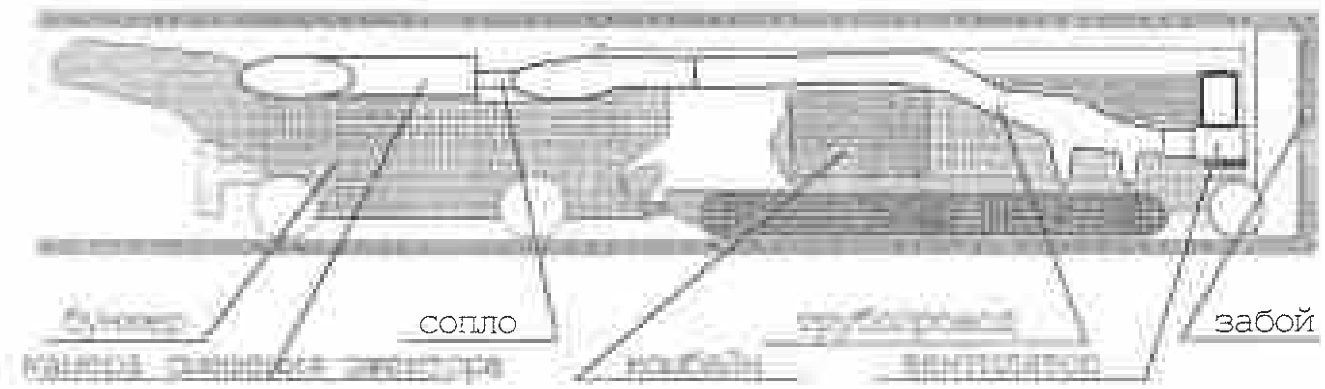


Рис. 2.7. Расположение ЗУАП на комбайновом комплексе в призабойном пространстве тупиковой выработки.

Разработанный способ начал испытываться в различных условиях проходки выработок с августа 1994 г. В первый период (до года) определялись основные параметры проветривания выработки этим способом. Было доказано, что параметры, полученные теоретическим путем, подтверждаются в натурных условиях.

Затем произвели расширение эксперимента, за пять лет общее количество ЗУАП, прошедших эксплуатационные испытания, выросло до 55 шт. Причем за весь период испытаний, проводившихся практически во всех возможных условиях проходки выработок на калийных рудниках и на всех пластах, включая наиболее газоносный - пласт В (карналлитового состава), не было зафиксировано повышение концентрации газов в выработках. В то время, как на комбайновых комплексах, проветриваемых традиционными способами, в год регистрируется от 25 до 45 подобных событий на каждом руднике.

Выполненные исследования позволили на основе статистической обработки получить эмпирические выражения расчетных параметров:

- необходимой производительности ЗУАП ($Q_{ЗУАП}$), в зависимости от потребного расхода воздуха ($Q_{ВЫР}$), ее длины (L) и сечения (S), приведенного диаметра (d), а также сечения ЗУАП ($S_{ЗУАП}$):

$$Q_{ЗУАП} = (0{,}1 \cdot Q_{ВЫР}(L - 3\sqrt{S}) \cdot (d + \sqrt{S_{ЗУАП}})) / 3{,}14 \cdot S, \qquad (2.18)$$

Таблица 2.7.

Сечения и приведенные диаметры выработок.

	Тип комбайна									
	ПК – 8 М		Урал – 10КС			Урал – 20КС			Урал – 61	
S	8,1	8,9	8,3	9,4	10,5	15,3	17,9	20,1	8,0	8,9
d	3,21	3,37	3,2	3,4	3,66	4,41	4,78	5,06	3,19	3,3

– критической длины тупиковой выработки, проветриваемой ЗУАП,

$$L_{КР} = 3\sqrt{S} + d \cdot (0{,}3751 + 0{,}2632 \cdot Q_{ВЫР} / Q_{ЗУАП}) / 0{,}0065, \qquad (2.18)$$

Предложенные формулы (2.18, 2.19) и схемы проветривания горных выработок (рис.2.8) вошли в «Инструкцию по расчету количества (расхода), необходимого для проветривания рудников» М-1999 г.

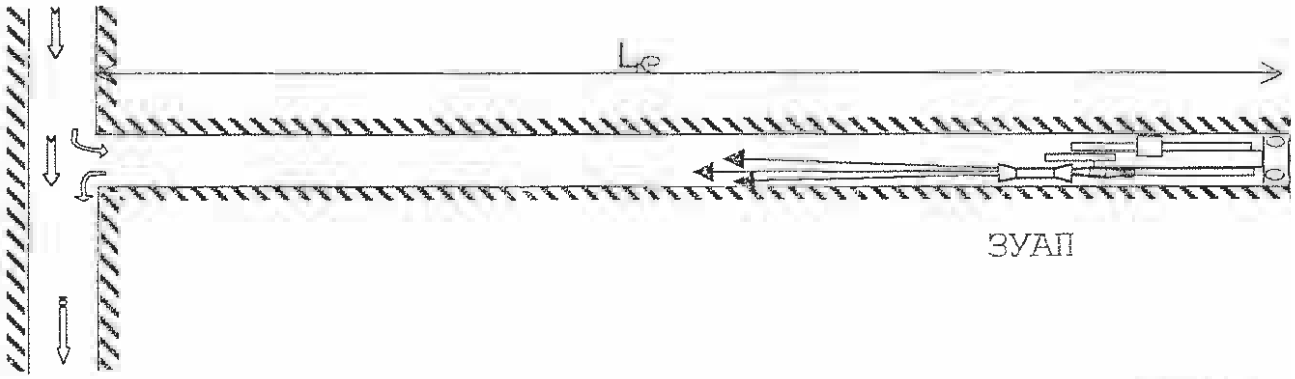


Рис. 2.8. Схема проветривания горной выработки с применением ЗУАП.

Правильная эксплуатация ЗУАП позволяет повысить безопасность ведения работ, однако, недостаточно отбросить газ из выработки, необходимо не допустить его скопление в районе ведения горных работ. Этому служат общешахтное проветривание и контроль газовой обстановки. Организация этого контроля и управление воздухораспределением в соответствии с реальной опасностью газовыделений в разных районах шахтного поля – следующая задача, требующая решения.

2.3. Структуризация подземных пространств.

При анализе газового состава атмосферы, газоносности пластов, газовыделений в горные выработки выявлено, что выделение газов с концентрацией, способной привести к загазованию призабой-

ного пространства, может носить только локальный характер и только при вскрытии газонасыщенных зон массива. Причем, такая ситуация может возникнуть в основном при нарушении режимов проветривания.

По геологическим особенностям, связанным с наличием достаточно больших газонасыщенных зон, различаются участки шахтопластов в пределах шахтных полей. Эти участки, или зоны, рассматриваются отдельно, так как остальное пространство рудника не имеет предпосылок к выделениям большого количества газов. Отсюда вытекает естественная задача - разделить подземное пространство на зоны, где можно ожидать газовыделения в большей или меньшей степени, т.е. произвести структуризацию подземного пространства.

Суть концепции методологического подхода в структуризации рудников состоит в выделении в подземном пространстве рабочих зон с различной степенью газовой опасности и, соответственно, разными требованиями газового режима. Такой подход позволяет сконцентрировать усилия по предотвращению аварийных ситуаций в действительно опасных участках ведения горных работ и, тем самым обеспечить повышение безопасности работ при значительном снижении ресурсных и энергетических затрат.

Целью разделения подземного пространства рудников на зоны с разной прогнозируемой степенью опасности является перераспределение усилий для обеспечения контроля и управления газовым режимом в опасных и менее опасных местах. Тем самым обеспечить адекватность газового режима.

Даже в непроветриваемых выработках (например, при длительной вынужденной остановке забойного оборудования или по причине прекращения подачи энергии по причине аварии), далеко не всегда происходит опасное скопление газов. Тому подтверждение - статистика исследований, проводимых на рудниках с 1993 г. один раз в полугодие, по определению интенсивности газовыделений. Наработанное ко-

личество измерений концентрации горючих газов (более 17 860) в период остановки проветривания забоев (при отключенной горной технике и вентиляторах) в течение 6 часов, в большинстве своем показывает отсутствие выделения или накопления газов. Менее чем в 500 замерах суммарная концентрация горючих газов имела величину от 0,2 до 0,5 об. %. В 19 замерах обнаружена концентрация от 0,5 до 1 об. %. То есть, в тысячной доле случаев.

Выработки, где обнаруживался газ, как правило, находились в участках шахтных полей (например, 8 панель, 2-3 блоки рудника СКПРУ-3 ОАО «Сильвинит», или 12 ВП 4-6 блоки рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» и некоторые др.), имеющих выраженные геологические особенности - повышенная складчатость, трещиноватость и т.п. Эти особенности позволяли предполагать, что здесь имеются зоны с существенным скоплением газов и имеются условия дренажа газа в выработки с большой интенсивностью. В то же время, некоторые участки, в которых обнаруживался газ, ни чем не выделялись из общей картины месторождения.

Установлено, например, если в призабойной части выработки происходит интенсивное выделение газа, что достаточно часто наблюдалось при исследованиях в выработках, вскрывающих пласт В на 2-3 панелях рудника СКПРУ-1 ОАО «Сильвинит», или в выработках, проходимых по пласту Кр-1 в районе 10-13 восточных панелей рудника БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий», в выработках непосредственно сбитой с находящейся в проходке, обнаруживались только «следы» газа. А в пределах нескольких (двух - пяти) выработок по ходу исходящей струи весь выделяющийся газ разбавлялся в объемах пространств выработок до нерегистрируемых значений концентрации.

Подобные факты наблюдались многократно и в других выработках. Это фиксировалось исследователями и специалистами рудников в журналах по проверке газового состава воздуха на комбайнах. Статистическая обработка таких замеров показывает, что среднее зна-

чение этих событий не превышает 10-15 раз в год на каждом руднике, и, как правило, они приурочены к одним и тем же местам ведения горых работ, число которых не превышает 2-5 из 30-35 мест.

Приведенные факты позволяют констатировать, что опасные зоны ведения горных работ, с аэрологической точки зрения, выглядят как одиночная выработка, или совокупность аэродинамически связанных выработок в пределах одного пласта, в которых ведутся очистные, подготовительные, закладочные, разведочные работы, а также любые другие работы, связанные с отбойкой или любым другим нарушением массива. Эти зоны именуются «рабочими зонами».

Выполненные исследования позволили дать качественные характеристики, по которым рабочие зоны можно условно разделить на:

1. Неопасные, в которых ни при каких условиях не произойдет опасного скопления газа. Например, выработки в подстилающей каменной соли.

2. Опасные, в которых при определенных условиях может произойти опасное скопление газа. Например, при недостаточном проветривании.

3. Особо опасные, расположенные в зонах геологических нарушений, пластах, имеющих повышенную газоносность и т.п., то есть такие, в которых заведомо опасные скопления газа весьма вероятны.

В отдельную группу должны быть отнесены рабочие зоны, в которых по прогнозу геологических служб возможны ГДЯ. Так как в этих зонах, помимо обычных мер проветривания и безопасности ведения горных работ, должны проводиться специальные работы, направленные на предупреждение и локализацию ГДЯ.

ГДЯ являются, несомненно, верхним пределом, при котором выявляются параметры суфлярного выделения, приведшего к разрушению целостности массива. Параметры порового давления и объемы газов, достаточные для возникновения ГДЯ, хорошо исследованы в работах Поляниной Г.Д., Лаптева Б.В. и Андрейко С.С. [22, 23, 176]. При

возникновении ГДЯ должны приниматься меры связанные с ликвидацией аварии, восстановление рабочего режима проветривания произойдет после выполнения этих мер. Это аварийная ситуация, она решается специальными мерами, которые не могут рассматриваться в кантексте энергосберегающего проветривания, при аварии - главное в ее ликвидации, не взирая на затраты.

Структуризация необходима для нормальных условий ведения горных работ, а ее основная задача - выделить рабочие зоны из остального пространства.

Необходимо начинать с рассмотрения процесса отбойки руды, так как этот процесс наиболее сопровождается самым интенсивным разрушением горного массива, а, следовательно, более прочих процессов он способствует выделению газов из массива.

Отбойка руды на калийных рудниках, в основном, производится механизированными комплексами, производительность которых не превышает 0,1-0,12 м^3/с. При этом закономерность выделения газа в выработку имеет стохастический характер, вследствие чего величина объемной доли условного метана в любой выработке находится из выражения:

$$I_{\%} = \frac{1}{\sqrt{2\Pi}\, G_c^2} \int_{\bar{c}_M}^{\bar{c}} \exp\left[- \frac{(\bar{c}_M - c_M)^2}{2G_M^2} \right] dc_M , \qquad (2.20)$$

где $\bar{c}_M = (g_{gaz} + g_{or}) \frac{102}{Q_z}$ - математическое ожидание концентрации газов и $G_c^2 = (G^2_{gaz} + G^2_{or}) \frac{102}{Q_z}$ - дисперсия концентрации газов в выработке, при Q_z - количестве свежего воздуха поступающего в выработку; g_{gaz} , g_{or} - математическом ожидании количества выделившегося газа из разрушенного забоя и отбитой руды; G^2_{gaz} , G^2_{or} - среднеквадратичные отклонения данных параметров; Π - коэффициент пропорциональности, c_M - суммарная концентрация горючих газов.

Проинтегрировав (2.20) при значении c_M = 1% (суммарная кон-

центрация горючих газов не должна превышать 1%), и наборе различных величин Q_z, получаем некоторый «порог» вероятности возникновения взрывоопасной концентрации газов, выражаемый через функцию

$$Q_z = \frac{102}{\sqrt{2\Pi}} \ln \frac{C}{C_o}, \qquad (2.21)$$

где C_o - предельная концентрация газов, допустимая по правилам безопасности; C - концентрация газа в выработке, которая может принимать максимальные значения, определяемые в ходе проведения исследований газовыделений в горных выработках. Уравнение (2.21) справедливо для мгновенного выделения газа, т.е. того процесса, который представляет наибольшую опасность.

Взаимосвязь газовыделений P_r и относительной газообильности g_r ($м^3/т$) выработок выглядит как уравнение $P_r = g_r J$, они связаны через J - производительностью комбайнового комплекса, т/мин.

Можно выразить показатель Ω загазования выработки с учетом количества воздуха, определенного из уравнения (2.21), при известных величинах g_r и J он может быть описан закономерностью:

$$\Omega = 100 g_r J / Q_z, \qquad (2.22)$$

Очевидно, что при $\Omega = 1$ и более в данном месте в выработки наступила опасная ситуация. Этот показатель может быть применен в качестве критерия уровня опасности рабочих зон.

Используя показатель Ω, разделение рабочих зон производится по структуре количественных значений, в отличие от качественных она может выглядеть так:

- неопасными могут считаться выработки с показателем равным 0;
- малоопасными - от 0 до 0,5, так как допускается содержание газов на рабочих местах и исходящих струях до 0,5 об %;
- опасными - от 0,5 до 1;
- особо опасными - свыше 1.

Проанализировав данные, приведенные в табл. 2.8 по предложенному показателю, можно констатировать, что все зоны ведения горных работ вписываются в малоопасные - табл. 2.8. Однако, если принять значения Q_z близкими к нулю (отсутствие проветривания), то уровень газовой опасности некоторых зон возрастает. Но имеет место противоречие, связанное с очень малой газообильностью отдельных зон, вследствие которого эти зоны, при отсутствии поступления свежего воздуха, так и не приобретают более высокий уровень опасности (табл. 2.8).

Таблица 2.8.

Степень опасности рабочих зон Ω.

Наименование местонахождения рабочей зоны.	При нормальном проветривании.	При отсутствии проветривания.
БКПРУ-1 пл. Кр-2, 5 ЮВП	0,16	0,33
БКПРУ-1 пл. АБ, 5-бис ЗП	0,29	0,41
БКПРУ-1 пл. В, 10 ВП	0,41	1,31
БКПРУ-2 пл. Кр-2, 15 ЗП	0,19	0,46
БКПРУ-2 пл. АБ, 12 ВП	0,32	0,64
БКПРУ-4 пл. Кр-2, 2 СЗП	0,27	0,57
БКПРУ-4 пл. АБ, 1 ЮВП	0,29	0,77
СКПРУ-1 пл. В, 2 ВП	0,45	1,82
СКПРУ-1 пл. Кр-2, 4 СП	0,16	0,37
СКПРУ-2 пл. АБ, 4 ЮЗП	0,39	0,71
СКПРУ-2 пл. Кр-2, 5 ВП	0,12	0,43
СКПРУ-3 пл. Кр-2, 3 П	0,27	0,48
СКПРУ-3 пл. АБ, 8 П	0,38	0,88
СгКРУ-4, 2 гор., 13 ЮП	0,12	0,28
СгКРУ-1, гор. 305м, 12 П	0,01	0,12
СгКРУ-1, 3 гор., 6 СВП	0,21	0,39
СгКРУ-2, 2 гор., 3 СЗП	0,11	0,27
СгКРУ-2, 3 гор., 5 СВП	0,25	0,41
СгКРУ-3, 2 гор., 12 ЮВП	0,13	0,29
СгКРУ-3, 3 гор., 11 СВП	0,26	0,43
СгКРУ-4, 3 гор., 9 СП	0,27	0,46

Вне границ рабочих зон объемы воздуха увеличиваются в сотни раз, что показано в первой главе, и здесь газовая опасность естественно - понижается.

Если показатель Ω не выходит за пределы одного уровня газовой, как при нормальной вентиляции, так и при ее отсутствии, то надежность прогноза степени опасности рабочей зоны повышается.

Следовательно, количественные характеристики опасности рабочих зон должны определяться при условии отсутствия проветривания, а в этом случае формула (2.22) примет вид:

$$\Omega = 100 g_r J, \cdot \qquad (2.23)$$

Качественные характеристики и количественные показатели газовой опасности рабочих зон взаимно поглощаются. И они принимают общий вид в следующей форме:

1. Неопасные, $\Omega = 0$.

2. Малоопасные, Ω не более 0,5.

3. Опасные, Ω не более 1.

4. Особо опасные по газу и ГДЯ, Ω более 1 или получен прогноз ГДЯ.

Газовый режим должен строиться на основе выявленных критериев и с учетом того, что его реализация позволит усилить контроль и управление газовой обстановкой в действительно опасных местах.

Таким образом, разработан новый подход к оценке формирования газового режима на рудниках с относительно низкой, но крайне неравномерно распределенной по шахтному полю газоносностью массива и газообильностью выработок. Суть его состоит в выделении в подземном пространстве рабочих зон с различной степенью газовой опасности по качественным и количественным показателям. Такой подход позволяет сконцентрировать усилия по предотвращению аварийных ситуаций в действительно опасных участках ведения горных работ и, тем самым, обеспечить повышение безопасности работ.

Необходимо разработать метод ранжирования рабочих зон.

2.4. Методы ранжирования рабочих зон по степени газовой опасности.

Проведенные исследования показали, что степень опасности рабочих зон во многом определяется интенсивностью газовыделений. При нахождении величины интенсивности, проветривание выработки

должно быть прекращено на некоторое время. Полученный таким обра зом прогноз может распространяться на некоторый участок шахтно поля в пределах пласта, имеющий схожие горно-геологические усл вия.

Установленные в ходе многолетних исследований особенности га зопроявлений в калийных рудниках, позволяют:

1. Провести разделение (структуризацию) общерудничного подземно пространства на рабочие зоны и пространство вне границ рабоч зон.

2. Газовый контроль сосредоточить в пределах рабочих зон.

Необходимо:

1. Дифференцировать рабочие зоны по степени газовой опасности.

2. Устанавливать газовый режим в конкретной рабочей зоне в зависи мости от степени ее опасности.

Методологически верным, на основе анализа исследований газо выделений, является определение степени опасности зон обоснованны ми и разработанными методами газового прогноза, состоящими из ком плекса, включающего проведение газовоздушных съемок, оперативно контроля и исследования возможности долгосрочного накопления газо (интенсивности газовыделений).

В исследовании интенсивности газовыделений применен обосно ванный подход, а именно, проводимую тупиковую выработку оставля без проветривания на время, определяемое из выражения:

$$t = V / J , \qquad (2.24$$

где V - объем выработки, J - производительность комбайна, проводя щего выработку. При этом длина выработки должна быть не менее по ловины проектной, чтобы исключить активную диффузию газов из нее.

Периодичность замеров n определяется из соотношения

$$n = L / H, \qquad (2.25$$

где L и H - длина и высоты выработки (это соотношение показывае степень влияния на послойную стратификацию газовоздушной смеси основных размеров пространства).

Таким образом, через промежуток времени t/n производится от-

бор проб воздуха и определение его состава с целью определени суммарной концентрации горючих газов $C_г$.

С использованием результатов исследований, выполненных п разработанной методике, составляется динамическая картина процесс накопления газов в выработке. Для чего производится анализ дву основных параметров – относительной интенсивности выделения газо за промежуток времени и их концентрации $C_{г\ (кон)}$ в последнем по вре мени замере.

Относительная интенсивность находится из выражения:

$$I_{\ г} = C_{г\ (кон)} - \Sigma\ C_г / n, \qquad (2.26$$

$\Sigma\ C_г / n$ – среднеарифметическое значение концентрации за весь период измерений, $C_г$ – концентрация горючих газов, об %.

Высокая относительная интенсивность $I_{\ г}$ газовыделений показы вает способность к быстрому нарастанию концентрации газа за не большой промежуток времени. Это первый критерий отнесения рабочей зоны к опасной по газу. Если $I_г$ имеет отрицательную величину, т процесс происходит с поглощением газов поверхностью выработки.

Величина концентрации $C_{г\ (кон)}$ позволяет оценить уровень опас ности, она является вторым критерием отнесения рабочих зон к чис лу опасных по газу. Приведение этого критерия к единому показател для любых выработок производится через относительную газообиль ность выработки q ($м^3/т$), определяемую из выражения:

$$q = V\ C_{г\ (кон)} / 100\ M_{\ п.и.}, \qquad (2.27$$

где $M_{\ п.и.}$ – масса полезного ископаемого, добытая из выработки з время наблюдений, для удобства расчетов приводится в тоннах.

Отнесение рабочих зон к опасным по газу и по величине концентрации газов в последнем по времени замере, произ водится для рабочих зон, в которых по технологии рабо отсутствуют тупиковые выработки. Оно обоснованно, если зафиксировано превышение относительной газообильности в любой из выработок данной зоны величины 0,1 $м^3/т$.

Для рабочих зон, при наличии в них тупиковых выработок, отне-

сение, к числу опасных по газу производится по интенсивности газовыделений в тупиках. Опасной по газу считается рабочая зона, если в забое хотя бы одной из тупиковых выработок, находящихся в проходке или закладке длиной более 6-10 ее диаметров, после прекращения проветривания, в процессе наблюдений, концентрация газа достигнет величины более 0,5 об.%.

По результатам исследований долгосрочного накопления газов, производят отнесение каждой рабочей зоны к конкретной степени газовой опасности, для чего используют критерий (2.23).

Таким образом, производится не только структуризация подземного пространства, но и ранжирование рабочих зон по степени опасности. После ранжирования необходимо обоснованно дифференцировать меры газового режима.

2.5. Дифференциация газового режима по рабочим зонам.

Для соблюдения дифференцированного газового режима в рабочих зонах необходимо установить:

1. Периодичность, средства и методы контроля газовой обстановки.
2. Определение требуемых расходов воздуха.
3. Периодичность контроля воздухораспределения.

2.5.1. Периодичность, средства и методы контроля газовой обстановки.

Обоснованность периодичности контроля газовой обстановки строится на том факте, выявленном в ходе проведенных исследований, что относительная интенсивность газовыделений имеет разный интервал значений для каждой группы опасности рабочих зон, полученный по результатам расчета формулы(2.23).

В отнесенных к неопасным по газу рабочих зонах, казалось бы, необходимость контроля газовой обстановки не возникает. Однако, проверочные замеры, с целью подтверждения правильности отнесения зоны к данной степени опасности, должны проводиться в ходе газовоздушной съемки, то есть не реже 1 раз в три года.

В рабочих зонах, имеющих опасность по газу, периодичность контроля устанавливается через промежуток времени $t_з$ (мин), с уче-

том (2.25 и 2.26), равный:

$$t_з = \Omega * V_{выр} / J_к , \qquad (2.28)$$

где $V_{выр}$ – объем выработок в пределах границ рабочей зоны, $м^3$; $J_к$ – номинальная производительность комбайнов, $м^3$/мин, если несколько комбайнов, то принимается среднеарифметическая, Ω – степень газовой опасности.

Результаты расчетов по (2.28) для параметров очистных выработок длиной до 200 м, проходимых имеющимися комбайнами, показывают, что контроль газовой обстановки должен быть установлен с примерной периодичностью:

- для малоопасных рабочих зон – один раз в месяц,
- для опасных – один раз в две недели,
- для особо опасных – еженедельно.

При этом не сложно заметить, что использование уравнения (2.28) на разных стадиях развития горных работ дает соответствующую периодичность замеров. А именно, в начале работ в данной зоне, когда объем выработок небольшой (одна – две), частота контроля увеличивается, по мере развития горных работ и, соответственно, пустот, опасность снижается – периодичность тоже становиться реже.

Для успешного решения задач ранжирования рабочих зон и дифференциации газового режима, необходимо соответствующее приборное обеспечение. Требования к приборам контроля газовой обстановки, должны вытекать из решения, как первой, так и второй задачи, однако ранжирование требует значительно большей точности измерений.

Для контроля газовой обстановки следует применять средства как периодического, так и постоянного измерения параметров. Чувствительность приборов должна позволять производить ранжирование рабочих зон, а именно цена деления шкалы прибора и нижний порог чувствительности не должны быть менее значения, полученного из выражения:

$$Д = (\Omega^{Н1} + \Omega^{Н2}) / (\Omega^{В1} + \Omega^{В2}) * C_0 , \qquad (2.29)$$

где $\Omega^Н$ и $\Omega^В$ – соответственно нижний и верхний пределы показателей

степени опасности рабочих зон, ^{1} и ^{2} – индексы, относящиеся к зонам малоопасным и опасным (неопасные и особо опасные зоны, как крайние случаи ранжирования и имеющие лишь один из пределов степени опасности, не используются в расчете); C_0 – ПДК = 0,5 об.%.

Таким образом, в результате решения (2.29), где Д=(0+0,5)/(0,5+1)*0,5=0,165 об.%, приборы должны обеспечивать измерение концентрации горючих газов ниже 0,165 об%. Только в этом случае они пригодны для применения в калийных рудниках.

2.5.2. Определение требуемых расходов воздуха.

Потребное количество воздуха для проветривания рабочих зон, определяется в соответствие с установленными в ходе выполнения газовоздушной съемки величинами g относительной газообильности данных зон по формуле:

$$Q_{рз} = 100\ g \Sigma J_к / C_0, \qquad (2.30)$$

где C_0 – ПДК по горючим газам, 0,5 об.%; $\Sigma J_к$ – суммарная техническая производительность комбайнов, работающих в зоне, м^3/мин; 100 – коэффициент пропорциональности для перевода процентного содержания горючих газов.

Этого количества воздуха достаточно для разжижения всех газовыделений в объеме рабочей зоны. Однако, для реализации безопасного проветривания забоев тупиковых комбайновых выработок предложенная методика не подходит.

При условии мгновенного загазования призабойной части горной выработки необходимо осуществить подачу к месту газовыделения, такого объема воздуха который способен снизить концентрацию горючих газов до уровня, значительно ниже ПДК. Объем воздуха $V_{заб}$, находящегося в призабойной зоне, с концентрацией равной ПДК может быть найден из выражения:

$$V_{заб} = 100V_{г.г.}/C_0\ ; \qquad (2.31)$$

где, $V_{г.г}$ – объем предполагаемого выделения горючих газов м^3, 100 – процентное содержание.

Расход воздуха, при этом, в каждом сечении призабойной части выработки находится:

$$Q_{заб} = V_{заб} / t_м , \qquad (2.32)$$

где $1/t_м$ – условное время единичного воздухообмена равное 1 $с^{-1}$, подставив (2.31) и учитывая ПДК – 0,5, имеем:

$$Q_{заб} = 100V_{г.г.}/C_o\, t_м = 200V_{г.г.} \qquad (2.33)$$

Учитывая непредсказуемость момента выделения газа, при известном месте его выхода – призабойное пространство, и при известных объемах горючих газов, необходимых для загазирования забоя (табл. 2.6), расход воздуха в забое тупиковой горной выработки должен быть не менее, чем определенный по формуле (2.33).

Таким образом, если в месте, где вышел газ, его разбавили до концентрации значительно ниже ПДК, то исключается сама возможность повышения концентрации, например, за счет скопления газа по пути его движения в исходящую струю. Поэтому, становиться несомненным – для проветривания рабочей зоны достаточен расход воздуха, определенный по формуле (2.30).

Очевидно, что расход воздуха, подаваемого для проветривания рабочих зон с разной установленной ранжированием степенью газовой опасности должен отличаться в сторону увеличения для более опасных зон. Это обстоятельство учитывается в расчетах через величину относительной газообильности рабочих зон.

2.5.3. Периодичность контроля воздухораспределения.

Периодичность контроля поступления воздуха в рабочие зоны может находиться из выражения (2.28), так как оно устанавливает взаимосвязь между объемом $V_{вып}$ рабочей зоны и временем $t_з$ (считая показатели практически постоянными для данной зоны). И в тоже время (2.28), позволяет участить контроль в более опасных зонах.

Периодичность контроля поступления воздуха в призабойное пространство тупиковых горных выработок рабочей зоны, может быть также определена из (2.28) с модернизацией для объемов $V_{пр.}$ – всей проектируемой выработки, отнесенной объему ее призабойного пространства $200V_{г.г.}$, выраженный через объем газовыделений. То, получим:

$$t_з = (200V_{г.г.}/V_{пр.})\Omega^*V_{выр}/J_к , \qquad (2.34$$

где $\Omega^*V_{выр}/J_к$ – периодичность замеров в рабочей зоне.

Объем $200V_{г.г.}$ – практически постоянная величина, она не влияе на изменение периодичности замера. В тоже время, оба объема отно сятся в одной и той же выработке, сечение которой постоянно н всем протяжении, поэтому объемы можно заменить длинами соответст венно части и целой выработки. Тогда (2.32) имеет вид:

$$t_з = (L_{в.}/L_{пр.})\Omega^*V_{выр}/J_к , \qquad (2.35$$

где, $L_{пр.}$ – проектная длина выработки, м; $L_{в,}$ – длина зоны возможно го загазирования выработки (определяется по табл. 2.6). Чем боле протяженную выработку проектируют пройти, тем чаще необходимо кон тролировать в ней расход воздуха. Это согласуется с усилением кон троля в более опасных ситуациях.

Таким образом, разработаны и обоснованы необходимые элемент газового режима, учитывающего особенности калийных рудников. именно:

- обоснованно установлены места и периодичность контроля состав воздуха;
- обоснованны минимальные требования к приборному обеспечению;
- получены расчетные формулы для расхода воздуха, потребного дл проветривания рабочих зон и, особенно, призабойных пространст тупиковых горных выработок;
- обоснованна периодичность замеров расходов воздуха как в рабо чих зонах, так и в горных выработках, находящихся в проходке.

Доказано, что для калийных рудников неприемлемы традицион ные методы оценки газовой опасности. Существующие подходы к обес печению нормализации газовой среды и методы обнаружения газа контроля его содержания в атмосфере горных выработок должны быт модернизированы для условий калийных рудников.

Для введения и дальнейшего соблюдение газового режима на ка лийных рудниках потребовалась разработка специальных мер, способ ных обеспечить реальную безопасность ведения горных работ в спе-

цифических условиях формирования и нормализации газовой обстановки.

На калийных рудниках реализованы принципиально новые подходы к оценке реальной газовой опасности и ее максимальной пространственной и временной локализации и привязки к конкретным местам возникновения, а именно к рабочим зонам.

Такие подходы не допускают снижения уровня безопасности, за счет усиления адресного контроля газовой обстановки и его дифференциации, своевременного принятия профилактических и активных мероприятий по нормализации газового состава атмосферы.

Концептуально в основе разработанного научно-методологического подхода к оценке и реализации газового режима лежат следующие основные положения:

- Реальная газовая опасность возникает только в рабочих зонах, в которых ведутся горные работы, связанные с нарушением сплошности массива по выемке, разведке, проведению выработок и других технологических операций.
- В зависимости от горно-геологических условий, газоносности и газообильности, технологии ведения работ, условий проветривания все рабочие зоны каждого рудника делятся на несколько групп в соответствии с реальной газовой опасностью.
- Применяются методы, позволяющие с большой надежностью и значительным запасом определять степень газовой опасности той или иной рабочей зоны. При этом главное внимание направлено на выявление особо опасных зон, работа в которых может представлять реальную опасность даже при неукоснительном соблюдении обычных мер газового режима.
- Реализуется дифференцированный подход при обеспечении безопасности работ в рабочих зонах с различной степенью газовой опасности.

- Весь комплекс по обеспечению безопасности ведения работ в условиях газового режима взаимосвязан, унифицирован и с максимальной определенностью регламентирует конкретные меры безопасности по каждой из выделенных групп рабочих зон.

Все основные положения данного подхода нашли отражение в основополагающих нормативно-технических документах, согласованных и утвержденных в установленном порядке и регламентирующих ведение горных работ.

2.6. Решение проблем энергосбережения при обеспечении требуемого газового режима рудников.

Анализ, выполненный с целью определения результативности газового режима, основанного на общепринятых нормах, приведенный в разделе 2.2., показал, что огромные затраты на вентиляцию не оправдываются. Связано это с тем, что опасные места - забои тупиковых выработок, при существующих подходах к проветриванию практически не защищены. При возникновении мгновенного газовыделения на несколько минут призабойная зона остается загазированной.

Разработанный газовый режим в такой ситуации предписывает обеспечить безопасность путем вовлечения в процесс массообмена и массопереноса не только потоков, подаваемого к забою воздуха, но и всего его объема, заключенного как в данной, так и близлежащих выработках. Достигается это тем, что в призабойной зоне размещают источник тяги с производительностью большей, чем расход воздуха, найденный по формуле (2.33). Обеспечивается усиленный воздухообмен в опасной зоне. Здесь и далее по длине вентиляционного пути для накопления газа предпосылок не возникает.

Новый газовый режим не требует существенного увеличения расхода воздуха, подаваемого в рудник. А наоборот, за счет более интенсивного его использования снижается потребность в воздухе.

Расход воздуха, необходимый для подачи в калийный рудник по газовому фактору, должен определяться как сумма потребного расхо-

да для всех рабочих зон. Этот расход увеличивается на ожидаемые или существующие утечки. Плюс расход воздуха, подаваемый на камеры служебного назначения. Таким образом, имеем:

$$Q_{руд.} = k_з \cdot \sum Q_{рз} + k_з Q_{ксн} , \qquad (2.36)$$

где $Q_{руд.}$ – расход воздуха, необходимый для проветривания рудника по газовому фактору, $k_з$ – коэффициент запаса, учитывающий внутрирудничные утески, $\sum Q_{рз}$ – суммарный расход воздуха, необходимый для проветривания рабочих зон, $Q_{ксн}$ – расход воздуха, необходимый для проветривания камер служебного назначения.

Методологически для снижения затрат необходимо изыскивать вентиляционные резервы. Известными резервами являются утечки воздуха и неадекватность его распределения, а также относительно большие аэродинамические сопротивления выработок. Об исчерпанности данных резервов речи быть не может. Как утечки, так и другие параметры можно и должно приводить к лучшим показателям (это подробно будет рассмотрено в следующих главах). А вот относительно газового фактора в калийных рудниках имеются как минимум два значительных резерва, использование которых позволит снизить энергозатраты на вентиляцию.

Первым резервом является большой объем выработок, используемых для целей вентиляции (рис. 1.17), причем, как установлено в первой главе, их величина практически поровну разделяется между входящей и исходящей струей. Такова технология ведения горных работ.

При общем объеме контролируемых выработок среднестатистического рудника более 6,5 млн. $м^3$ на исходящей струе только рабочих зон и панелей имеется более 2,5 млн. $м^3$ воздуха. А воздухообмен в них (рис. 1.18) длиться не менее трех с половиной часов. Скорость прохождения воздуха естественно не равномерная по всему объему выработок (рис. 1.16), она колеблется от 3,2 м/с до 0,15 м/с, то есть более чем в 20 раз, то уменьшаясь, то увеличиваясь.

Попробуем оценить объемы горючих газов, которые необходимы для загазирования исходящей струи:

$$V_{ГАЗ} = V_{ВЫР} * C_0 / 100, \qquad (2.37)$$

где $V_{ГАЗ}$ – потребное количество газов, $м^3$; $V_{ВЫР}$ – объемы контролируемых выработок, $м^3$; C_0 – ПДК, 0,5 об.%.

В результате имеем, что должно произойти выделение не менее 12,5 тыс. $м^3$ газа. При относительной газоносности пород даже карналлитового пласта, равной 1,2 $м^3/м^3$, должно одновременно и полностью разрушиться более 15 тыс. $м^3$ массива. А для сильвинитовых пластов с газоносностью 0,15 – 0,2 $м^3/м^3$ величина разрушенного массива должна составить около 100 тыс. $м^3$, или более 200 тыс. тонн. Столь огромные разрушения происходят только при катастрофах. Следовательно, объемы воздуха находящиеся, на исходящей струе по газовому фактору остаются не опасными при нормальной работе рудника.

Не меньшие объемы, находящиеся на поступающей струе, так же являются чистыми, так как в них не происходят процессы, ведущие к загазованию.

Таким образом, непосредственно в близлежащем пространстве у представляющих опасность тупиковых горных выработок, находятся практически незагрязненные объемы воздуха. Использовать их как вентиляционные резервы не просто можно, но и необходимо. Как использовать – рассмотрим далее.

Вторым вентиляционным резервом, свойственным калийным рудникам, использующим новый газовый режим, является нахождение в единой системе вентиляции рабочих зон как опасных, так и не опасных по газовому фактору.

При вентиляции рудников через неопасные зоны проходит чистый воздух. Это тоже значительный вентиляционный резерв. Практика показывает, что иногда более половины рабочих зон рудника не являются опасными по газовому фактору.

А, например, на руднике БКПРУ-4 ОАО «Уралкалий» несколько недель подряд производится добыча только каменной соли, отрабатываемой в неопасных зонах, работы по добыче сильвинита приостанавливаются. Состав всего воздуха, прошедшего по руднику не претер-

певает изменений. Но при этом он выбрасывается в атмосферу. В таком случае энергетические затраты не оправданно высоки, но на ГВУ не меняется режим работы, он такой же как при нормальной добыче сильвинитовой руды. И это в то время как весь воздух, проходящий через рудник стал, вентиляционным резервом по газовому фактору.

Использование обоих резервов состоит в том, что огромные массы чистого воздуха не направляются на выхлоп в атмосферу. Они используются повторно и многократно, при частичном добавлении к входящей струе.

Организовать поступление части воздуха с исходящей на свежую струю можно создав:

1. Единый внутрирудничный контур.
2. Отдельные контуры по крыльям или направлениям.
3. Контуры внутри каждой рабочей панели.
4. Контуры в пределах рабочих зон.
5. Внутри горной выработки - контуры проветривания с подсвежением.

Произведем оценку газового фактора относительно представленных пяти вариантов.

Газовая составляющая воздушных потоков внутрирудничной вентиляционной сети играет ощутимую роль только в локализованных участках - призабойных пространствах некоторых тупиковых горных выработок. Остальное пространство рудника занято достаточно чистыми объемами воздуха. Размеры этих объемов позволяют говорить, что какое-либо резкое или постепенное изменение газовой ситуации в пределах всего рудника и даже крыла и панели - невозможно. Поэтому, в глобальной атмосфере внутрирудничного пространства газовый фактор не может быть принят в качестве определяющего для подачи воздуха в рудник, или даже в отдельную панель. Он должен рассматриваться как основной при определении необходимой подачи воздуха в забой или в рабочую зону.

Такой подход, реализованный через новый газовый режим, ограничивает влияние газового фактора на общерудничное потребление электроэнергии на вентиляцию в пределах 4-5 % от существующего

потребления. Это та величина затрат, которая производиться вентиляторами местного проветривания, а именно они решают задачи в пределах рабочих зон. Следовательно, вентиляционные резервы могут быть реализованы для сокращения затрат электоэнергии, и влияние газового фактора на безопасность работ не измениться.

С точки зрения безопасности ведения горных работ по газовому фактору становиться ясным, чем большее количество вентиляционных резервов – объемов воздуха, вовлекается в использование, тем надежнее и безопаснее проветривание. Исходя из этого, можно прогнозировать, что наивысшей степенью безопасного частичного повторного использования воздуха обладает система, в которой весь подконтрольный объем воздуха полностью участвует в разбавлении газов. К этой системе можно отнести рудник в целом.

Меньшей, но достаточно высокой степенью надежности обладают системы в пределах крыла или отдельного главного направления. В пределах панели или блока значительно труднее реализовать вентиляционные резервы, так как часть этих резервов не может быть в полной мере использована. Например, если в пределах данной панели нет рабочих зон с отсутствием газовыделений, а они сосредоточены в других, то этот резерв не найдет применения. Или если в панели одна рабочая зона на начальной стадии отработки и ее объемы не велики, то резервов объемов воздуха в этом случае будет значительно меньше.

Частичное повторное использование воздуха должно иметь наибольшие масштабы объемов, а это целый рудник.

Однако, в пределах подземных пространств рудников находятся объекты, именуемые камерами служебного назначения. В них могут выделяться дополнительные загрязнители воздуха – пыль, дым, сажа, ядовитые газы, это связано с процессами подготовки производства. Желательно исключить попадание дополнительных загрязнителей в струю воздуха, подающуюся на повторное использование.

Поэтому повторное использование воздуха должно заключаться в как можно более широких масштабах, но не затрагивать струй, про-

ходящих по камерам служебного назначения. Отвечают данному требования крылья шахтных полей или отдельные главные направления.

Можно считать - обоснованно частичное повторное использование воздуха наиболее экономично и в тоже время безопасно применять при проветривании крыльев рудника или, в крайнем случае, направлений. Принцип и масштабы действий по газовому фактору выявлены, дальнейшая проработка методов и технологических решений возможна только после апробации полученных выводов относительно других нормируемых параметров, что выполнено в последующих главах.

Вновь сформированный газовый режим позволяет не только пересмотреть подходы к организации контроля и мерам управления газовой обстановкой, но и полностью пересмотреть методологию проветривания. С помощью, созданных новым газовым режимом, вентиляционных резервов существенно снизить потребности в энергетических затратах на проветривание.

2.7. Выводы.

1. Доказано, что газоносность пластов и газообильность выработок калийных рудников имеют ряд существенных особенностей, в значительной мере отличающих условия формирования газовой обстановки от угольных шахт и других горнорудных предприятий.

В силу этой специфики для калийных рудников во многом неприемлемы традиционные методы оценки реальной газовой опасности, существующие подходы к обеспечению нормализации газовой среды, методы обнаружения газа и контроля его содержания в атмосфере горных выработок.

2. Для калийных рудниках выработаны принципиально новые подходы к оценке реальной газовой опасности и ее максимальной пространственной и временной локализации и привязки к конкретным местам возникновения. Такие подходы позволили в условиях жесткой необходимости максимальной экономии материальных и трудовых ресурсов не только не допустить снижения уровня безопасности, но и значительно повысить ее за счет усиления адресного контроля газовой

обстановки и его дифференциации, своевременного принятия профилактических и активных мероприятий по нормализации газового состава атмосферы.

3. Разработана комплексная система безопасности при ведении горных работ на месторождениях калийных солей в условиях газового режима, основанная на том, что:

- реальная газовая опасность возникает только в рабочих зонах, в которых ведутся горные работы, связанные с нарушением сплошности массива по выемке, разведке, проведению выработок и других технологических операций;

- в зависимости от горно-геологических условий, газоносности и газообильности, технологии ведения работ, условий проветривания все рабочие зоны каждого рудника делятся на несколько групп в соответствии с реальной газовой опасностью;

- предложены методы, позволяющие с большой надежностью и значительным запасом определять степень газовой опасности той или иной рабочей зоны. При этом главное внимание направлено на выявление особо опасных зон, работа в которых может представлять реальную опасность даже при неукоснительном соблюдении обычных мер газового режима;

- реализуется дифференцированный подход при обеспечении безопасности работ в рабочих зонах с различной степенью газовой опасности;

- весь комплекс нормативно-технической документации по обеспечению безопасности ведения работ в условиях газового режима взаимосвязан, унифицирован и с максимальной определенностью регламентирует конкретные меры безопасности по каждой из выделенных групп рабочих зон. В том числе обеспеченность необходимым расходом воздуха.

Все основные положения системы нашли отражение в основополагающих нормативно-технических документах, регламентирующих ведение горных работ на калийных рудниках в условиях газового режима.

4. Совершенствование газового режима позволило выявить новые вентиляционные резервы, заключающиеся в больших объемах незагазированного воздуха, находящегося в подконтрольных службам рудника

выработках, а также, проходящего через неопасные по газу рабочие зоны. Эти резервы могут успешно быть реализованы для снижения затрат энергии на проветривание, особенно при применении частичного повторного использования воздуха.

5. Детально исследованы процессы массопереноса растворенной примеси в главном и наиболее опасном элементе рабочих зон – тупиковой горной выработке при непрерывной отбойке руды. Разработаны эффективные методы активизации этих процессов, в том числе, обеспечивающие максимальное сокращение затрат материальных, трудовых и энергетических ресурсов.

6. Доказано, что возможно и даже при определенных условиях необходимо применение частичного повторного использования воздуха для нормализации газового состава атмосферы рудника. Высокая эффективность данного технологического решения достигается в масштабах выработок горизонта, крыла или главного направления шахтного поля.

3. НОРМАЛИЗАЦИЯ АЭРОЗОЛЬНОЙ ОБСТАНОВКИ.

Энергетические затраты на проветривание производятся, на ряду с обеспечением безопасных условий по газовому фактору, для решения вопросов нормализации аэрозольной обстановки. Условия минимизации затрат по этому фактору должны строиться исходя из снижения пылевой нагрузки, желательно как можно ближе к нормируемым показателям.

3.1. Анализ аэрозольной обстановки.

Калийные рудники Верхнекамского и Старобинского месторождений, как показано в разделе 1.2, имеют протяженность вентиляционного пути до 20 км, и на всем протяжении от входящих до исходящих струй, запыленность воздуха не бывает ниже допустимых норм (рис. 1.1 -1.4) [123, 234, 321].

Основные источники поступления аэрозолей в рудничную атмосферу могут быть условно разделены:

- по времени действия - на относительно постоянные (забойное оборудование, конвейерные трассы, рудоспуски и т.п.) и периодические (опрокиды, питатели подъема, автотранспорт и т.п.);
- по их пространственному расположению - на находящиеся во входящих и исходящих струях, в главных, панельных или блоковых выработках, в пределах границ рабочих зон и непосредственно в очистных и подготовительных выработках;
- по характеру - на сосредоточенные (перегрузы конвейерных трасс, призабойные пространства, выпуски руды и т.п.) и равномерно распределенные по длине (конвейер), неподвижные (забои и конвейерные линии) и перемещающиеся (автотракторная и самоходная техника).

Большое количество источников запыленности создает массу взвешенных частиц, которые проходят по вентиляционному пути, и часть которых осаждается, а часть выбрасывается в атмосферу. Выбросы соляной пыли наносят значительный ущерб экологии района, происходит постепенное засоление почвы [13, 37, 173, 222]. Пыль, витающая в воздушной среде рудников, в основном ухудшает условия

жизнедеятельности работающих в подземных условиях людей [12, 34].

Для рудников, у которых вентиляционный ствол не является скиповым (БКПРУ-1, БКПРУ-2, БКПРУ-4 ОАО «Уралкалий», СтКПРУ-1, СтКПРУ-2, СтКПРУ-3 ПО «Беларуськалий»), общерудничный пылевой баланс в летний период – отрицательный, так как в рудники со свежей струей поступает больше аэрозолей, чем выбрасывается в атмосферу, и в зимний период – больше выноситься пыли, чем поступает, баланс положительный. Если вентиляционный ствол скиповой, то, независимо от времени года, баланс положительный, а выброс пыли существенный (до нескольких десятков тонн в год), к таким рудникам относятся СКПРУ-1, СКПРУ-2, СКПРУ-3 ОАО «Сильвинит», СтКПРУ-4 ПО «Беларусь-калий».

В калийных рудниках, имеют место некоторые особенности пылеобразования, главная из которых – сезонность пылеобразования для выработок, по которым проходит свежая струя. При этом в холодное время года содержание аэрозолей десятки и сотни раз превышает их концентрацию в теплый сезон. Однако, в главных исходящих струях рудников аэрозольный фон практически постоянный и значительно меньше, чем в поступающих. В районах ведения горных работ, особенно непосредственно в рабочих зонах и очистных и подготовительных выработках запыленность крайне высокая, и в тоже время, уровень ее практически не зависит от сезонных колебаний, присущих свежей струе.

Для широкомасштабных целей снижения аэрозольной нагрузки в пространстве всего рудника проводились успешные испытания конденсационного способа пылеподавления [123, 234, 321], суть которого состоит в том, что в зимний период микроклиматические параметры, в основном относительная влажность воздуха в руднике старались максимально приблизить к критическим значениям. При этом образовываются капли конденсата, являющиеся центрами коагуляции аэрозолей. Укрупнившиеся при коагуляции пылевые частицы теряют способность витать в воздухе и оседают.

Главным источником пылевыделения является забойное оборудова-

ние, пылеобразование в призабойном пространстве в сотни раз превышает допустимые нормы (рис. 1.1-1.4) и в десятки раз выше, чем в остальном пространстве рудника.

Разработаны множества способов и средств снижения запыленности воздуха, которые подвергнуты анализу в разделе 1.2. Но в результате практически используются только фильтрующие устройства пылеотсоса на проходческих комбайнах.

Очевидно, нормализация аэрозольной обстановки в калийных рудниках в первую очередь связана со снижением запыленности в призабойных пространствах. Формирование гранулометрического состава аэрозолей и концентрация их в воздухе зависят от свойств отбойного органа комбайна, и, в немалой степени, от аэродинамических процессов, происходящих во всем пространстве тупиковой выработки.

3.2. Динамика аэрозолей в тупиковой горной выработке.

Для построения математической модели динамики процесса непрерывного перемещения частиц в проветриваемой горной выработке использованы две гидродинамические модели: " идеального смешения" и "идеального вытеснения".

Тупиковая горная выработка условно делится на три основные зоны, в которых имеют место разные процессы (Рис. 3.1): 1 - призабойную, включающую участок с пылеобразованием и активным движением струй; 2 - основную, включающую пространство, по которому происходит перемещение основных масс воздуха и где наступает частичное оседание пылевых частиц; 3 - приустьевую, включающую пространство взаимодействия потоков, проходящих по сквозной выработке, с потоками, движущимися по тупиковой выработке.

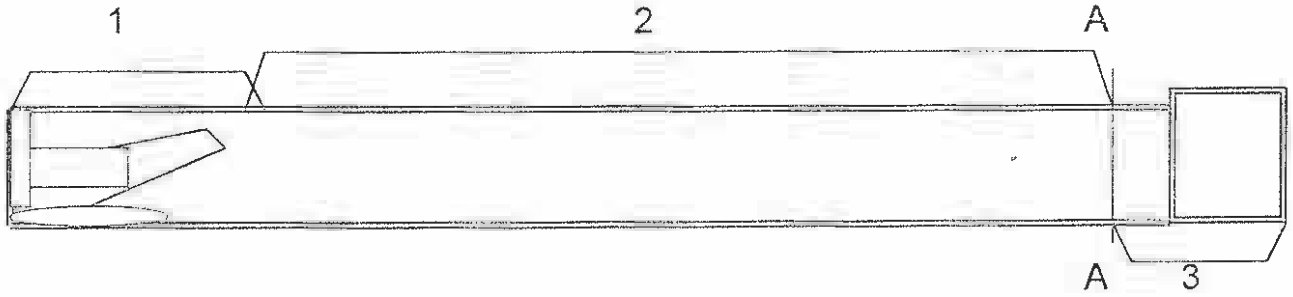


Рис. 3.1. Схема разделения на зоны пространства тупиковой горной выработки.

Призабойную зону тупиковой горной выработки можно условно считать зоной с постоянными параметрами, с хорошим приближением к "идеальному смешению", так как непосредственно здесь "работают" активные воздушные струи, и здесь же находятся источники непрерывного пылевыделения. На границе зоны устанавливается постоянная скорость U_o осаждения частиц твердого вещества. В соответствии с законом Стокса она выражается через уравнение:

$$U_0 = \frac{2\bar{r}^2(\rho_т - \rho_ж)}{9\mu} , \qquad (3.1)$$

где $\bar{r}$ - средний линейный размер (радиус) частиц; $\rho_т$ - плотность частицы; $\rho_ж$ - плотность газа; μ - динамическая вязкость газа;

Поскольку радиус частиц r, который входит в формулу (3.1), может забисит от коагуляции частиц, скорость осаждения U_0 оказывается функцией концентрации пыли $C_к$ в данной зоне:

$$U_0 = f(C_к) , \qquad (3.2)$$

В зоне 2 происходит частичное осаждение частиц, причем каждая частица оседает с постоянной скоростью U_0, которую данная частица имеет при значении координаты x = 0. Условно эту зону можно отнести к зоне с постоянными параметрами и с хорошим приближением к "идеальному вытеснению".

Для зоны 3 приемлемой моделью можно считать модель " идеального смешения". При этом границу зон 2 и 3 по линии АА считают подвижной. Ее координата $X_д$ по оси X, или иначе - ширина зоны 2, будет искомым параметром предлагаемой модели.

Таким образом, мы определим длину горной выработки, на которой процессы переноса аэрозоля воздушным потоком эффективны - основной параметр, говорящий о возможности проходки выработки на заданную технологическую длину при условии минимальной запыленности.

В рассматриваемой модели зоны 1 и 3 представляются как сосредоточенные в определенных границах, а зона 2 - с распределенными (по оси X) параметрами.

Далее проведем описание модели по зонам.

Для зоны 1 запишем уравнения материального баланса твердого

вещества и воздушнопылевой смеси:

$$\frac{\partial C_1}{\partial t} = \frac{C_0 Q_0}{h_1 S} - \frac{U_0 C_1}{h_1} - \frac{U_c C_1}{h_1}, \qquad (3.3)$$

$$\frac{\partial C_K}{\partial t} = -\frac{kQ_c C_K}{h_1 S} + \frac{Q_K}{h_1 S}, \qquad (3.4)$$

где C_1 – концентрация твердого вещества в зоне 1; U_0 – начальная скорость частицы; Q_0, C_0 – объемный расход и концентрация выделяющегося при отбойке твердого вещества; U_c – скорость уноса твердого вещества в зону 2; $Q_к$, $C_к$ – объемный расход и концентрация воздушно-пылевой смеси на границе зоны 2; S – площадь поперечного сечения выработки; h_1 – высота выработки; k –коэффициент пропорциональности.

Второй и третий члены в правой части уравнения (3.3) описывают унос воздушно-пылевой смеси из зоны 1 в зону 2 и выпадение частиц твердого вещества. Можно принять при прочих равных условиях, что выпадение твердого вещества Q_c величина постоянная, т.е. возмущения по объемному расходу Q_0 отсутствуют, это и наблюдается на практике.

Отмечаем, что в соответствии с выражением (3.2) уравнения (3.3 и 3.4) не являются независимыми.

В зоне 2 концентрация C (x,t) и скорость U (x,t) частиц твердого вещества связаны уравнением:

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial (CU)}{\partial X} = 0, \qquad (3.5)$$

с граничными условиями при x=0, $C(0,t) = C_1(t)$; и $U(0,t) = U_0(t)$.

Выражение (3.5) является уравнением неразрывности на прямой и выражает закон сохранения масс.

Уравнение (3.5) можно переписать в виде:

$$\frac{\partial \ln C}{\partial t} + \frac{\partial \ln C}{\partial X} = -\frac{\partial U}{\partial X}, \qquad (3.6)$$

Уравнение (3.6) должно быть дополнено уравнениями динамики системы. Принятая аппроксимация предполагает весьма специальный характер зависимости U(x,t), поскольку считается, что в зоне 2 каждая

частица движется с постоянной скоростью:

$$U = U_0\ (t_0), \qquad (3.7)$$

где t_0 – момент пересечения данной частицей линии x=0. Поэтому имеем:

$$x = U_0\ (t - \tau)\tau\ , \qquad (3.8)$$

или

$$U\ (x,t) = U_0\ (t - \tau\ ), \qquad (3.9)$$

где t – момент пересечения данной частицей уровня почвы; τ – время движения частицы твердого вещества (т.е. $\tau = t - t_0$).

Выражение (3.8) представляет собой уравнение траектории отдельной частицы твердого вещества, проходящей границу зон 1 и 2 при $t = t_0$.

Уравнение (3.6) вместе с граничными условиями допускает решение в явном виде, которое можно получить "методом характеристик".

Для того чтобы вычислить значение искомой функции в некоторой точке (x, t), поступают следующим образом.

Через указанную точку (x, t) проводят "характеристику" уравнения (3.6) до ее пересечения с точкой (t_0, x_0), в которой функция C уже известна из начальных или краевых условий. Такая точка лежит, очевидно, либо на прямой t =0, либо на прямой x =0.

Характеристика для уравнения (3.6) представляет собой прямую, имеющую для рассматриваемого случая вид:

$$x = U_0\ (t_0\ )\tau\ , \qquad (3.10)$$

$$t = t_0 + \tau\ , \qquad (3.11)$$

При этом предполагается, что через каждую точку области $t \geq 0$; $0 \leq x \leq x_д$ походит только одна характеристика. Это значит, что в указанной области частицы не догоняют друг друга.

Исходя из сделанного предположения выражение (3.8) может быть однозначно разрешено относительно τ. Для этого необходимо получить соответствующие производные $\partial\tau\ /\partial x$ и $\partial\tau\ /\partial t$.

Запишем уравнение (3.8) в виде $x - U_0\ (t - \tau)\ \tau = 0$, тогда

$$\partial x + U'_0\ (t - \tau)\tau\ \partial\tau - U_0\ (t - \tau)\ \partial\tau - U'_0\ (t - \tau)\tau\ \partial\tau = 0,$$

отсюда:

$$\frac{\partial\tau}{\partial X} = \frac{1}{U_0(t-\tau) - \tau U_0'(t-\tau)}\ , \qquad (3.12)$$

$$\frac{\partial\tau}{\partial t} = -\frac{\tau U_0'(t-\tau)}{\tau_0(t-\tau) - \tau U_0'(t-\tau)}\ , \qquad (3.13)$$

где U_0' - начальная скорость частицы при выполнении (3.10) и (3.11).

Теперь уравнение (3.6) интегрируется вдоль характеристики, т.е. в (3.6) делается замена переменных по (3.10, 3.11). В результате получаем обыкновенное дифференциальное уравнение.

Для того, чтобы сделать требуемую замену переменных, необходимо выразить частные производные уравнения (3.6) по переменным t и x через производные от той же функции новой переменой. Вначале уравнение (3.6) переписывается в виде

$$\frac{\partial \ln C}{\partial\tau}\cdot\frac{\partial\tau}{\partial t} + U\frac{\partial \ln C}{\partial\tau}\cdot\frac{\partial\tau}{\partial X} = -\frac{\partial U(t-\tau)}{\partial\tau}\cdot\frac{\partial\tau}{\partial X}\ , \qquad (3.14)$$

Подставив в выражение (3.14) значение производных по формулам (3.12 и 3.13), получим:

$$-\frac{\partial \ln C}{\partial\tau}\cdot\frac{U_0'(t-\tau)\tau}{U_0(t-\tau)-\tau U_0'(t-\tau)} + \frac{\partial \ln C}{\partial\tau}\cdot\frac{U_0(t-\tau)}{U_0(t-\tau)-\tau U_0'(t-\tau)} = \frac{U_0'(t-\tau)}{U_0(t-\tau)-\tau U_0'(t-\tau)}$$

Откуда:

$$\frac{\partial \ln C}{\partial\tau} = \frac{U_0'(t-\tau)}{U_0(t-\tau) - \tau U_0'(t-\tau)}\ , \qquad (3.15)$$

Исходное уравнение в частных производных (3.6) вдоль характеристики, отвечающей выражениям (3.10 и 3.11), приняло вид обыкновенного дифференциального уравнения с той же неизвестной функцией C (t,x) и только одной независимой переменной τ.

$$\frac{d \ln C}{d\tau} = \frac{U_0'(t_0)}{U_0(t_0) - \tau U_0'(t_0)}\ , \qquad (3.16)$$

проинтегрируем с начальными условиями, получаемыми из граничных условий (3.5) при τ =0, $C(0)=C_{\tau=0}=C_1(t_0)$; и $U(0) = U_{\tau=0} = U_0(t_0)$. Интеграл будет иметь вид:

$$\ln C = \int \frac{U_0'(t_0)}{U_0(t_0) - \tau U_0'(t_0)} d\tau \quad \text{или} \quad C = \frac{F(t_0)}{U_0(t_0) - \tau U_0'(t_0)}\ , \qquad (3.17)$$

где $F(t_0)$ – произвольная функция интегрирования, определяемая из начальных условий, $\tau = 0$, $F(t_0) = C_1(t_0)U_0(t_0)$.

Тогда окончательно решение уравнения (3.16) примет вид:

$$C = \frac{C_1(t_0)U_0(t_0)}{U_0(t_0) - \tau U_0'(t_0)} \quad , \tag{3.18}$$

Теперь, для того чтобы, найти решение исходного уравнения (3.6), достаточно вернуться в уравнении (3.18) к переменным t и x. Учитывая $t_0 = t - \tau$, получаем:

$$C(t, x) = \frac{C_1(t - x)}{1 - \tau \dfrac{U_0'(t - x)}{U_0(t - x)}}; x = U_0(t - x)\tau. \quad , \tag{3.19}$$

Уравнение материального баланса в зоне 3 может быть записано:

$$\frac{d(C_3 h S)}{dt} = -C_3 \cdot \vartheta \cdot S + C_A(t)U_A(t)S \quad , \tag{3.20}$$

где $C_A(t) = C(x_A, t)$ – текущая величина концентрации, вычисляется из (3.19), а $U_A(t)$ из (3.9) при $x = x_A$ – скорость выпадения частиц; C_3 – концентрация частиц в зоне 3, она же выходная концентрация – основной регулируемый параметр системы проветривания по плотности потока на выходе из выработки; h – высота точки, с которой начинается оседание частицы в выработке в зоне 3; ϑ – скорость истечения воздушно-пылевой смеси из выработки; S – площадь поперечного сечения выработки.

Поскольку h, кроме прочего, является функцией времени, необходимо получить еще одно уравнение, связывающее h и C_3. Его можно получить, основываясь на следующих законах сохранения на линии:

Закон сохранения массы:

$$C_A\left(U_{+A} - \frac{\partial X_A}{\partial t}\right) = C_3\left(U_{-A} - \frac{\partial X_A}{\partial t}\right) \quad , \tag{3.21}$$

где U_{+A} – скорость частиц непосредственно до линии А–А; U_{-A} – скорость частиц непосредственно после линии А–А; X_A – координата длины выработки.

Закон сохранения импульса:

$$\rho_T C_A\left(U_{+A} - \frac{\partial X_A}{\partial t}\right)(U_{+A} - U_{-A}) = H(C_3) - H(C_A) \quad , \tag{3.22}$$

где $\rho_т$ – плотность твердых частиц; $H(C_3)$ – сила ("давление" твердой фазы), действующая в зоне 3; $H(C_A)$ – сила, действующая из зоны 2 на зону 3. Другие обозначения приведены ранее.

Уравнение (3.22) можно пояснить следующим образом. Его левая часть есть импульс, отдаваемый налетающими частицами твердого единице площади на линии А–А за единицу времени, правая часть – это сила, действующая на ту же площадь, непосредственно в зоне 3.

Исключая U_A из уравнения (3.21 и 3.22), получим

$$\rho_т C_A\left(U_A - \frac{\partial X_A}{\partial t}\right)^2\left(1 - \frac{C_A}{C_3}\right) = H(C_3) - H(C_A), \qquad (3.23)$$

Заметим, что $\frac{\partial X}{\partial t} = -\frac{\partial h}{\partial t}$. Поскольку при аппроксимации $C_3 \gg C_A$, можно пренебречь ввиду ее незначительности – $H(C_A)$ (по сравнению с $H(C_3)$ и C_A/C_3).

После этих дополнительных упрощений (3.23) запишется в виде:

$$\frac{\partial h}{\partial t} = -U_A + \sqrt{\frac{H(C_3)}{\rho_т C_A}}, \qquad (3.24)$$

Вернемся теперь к зоне 1.

Баланс по частицам твердого вещества в этой зоне может быть представлен в виде:

$$\frac{\partial}{\partial t} = \int_{-h}^{0} C_c(x,t)dx = C_1 U_1 - \frac{C_0 Q_0}{S}, \qquad (3.25)$$

где, $C_c(x, t)$ – текущая величина концентрации твердых частиц в зоне 1; Q_0 и C_0 – объемный расход и концентрация частиц, образовавшаяся при разрушении массива ; h – высота опускания частиц.

Составим баланс объемных расходов

$$Q_c = Q_0 - Q_p, \qquad (3.26)$$

где Q_p– объемный расход выходящего из выработки запыленного потока, другие параметры обозначены выше.

Далее примем, что в зоне 1 концентрация твердых частиц $C_c(x,t)$ распределена линейно, т.е. $C_c = C_1 + R(t)x$, где $R(t)$ – зависящий от времени коэффициент пропорциональности. Тогда можно записать $C_c = C_1 - hR$. Из (3.25) с учетом значения C_c получим:

$$\frac{\partial C_1}{\partial t} + \frac{h}{2}\frac{\partial R}{\partial t} = \frac{C_1 U_1}{h} - \frac{C_c Q_c}{h\,S}\ , \qquad (3.27)$$

Модель, представленную уравнениями (3.3, 3.4, 3.19, 3.20, 3.24, 3.26, 3.27), можно линеаризовать в окрестности для стационарного режима проветривания при непрерывной отбойке руды. У которого выходная концентрация пылевых частиц C_0 есть заданная величина, она является характеристикой пылеобразования режущего инструмента комбайна.

Линеаризованные уравнения модели примут следующий вид:

а). Для зоны 1, уравнения:

$$\begin{aligned} T_1 \frac{\partial \overline{C_1}}{\partial t} + \overline{C_1} &= A_1 \overline{x} - A_2 \overline{C_2}; \\ T_2 \frac{\partial \overline{C_2}}{\partial t} + \overline{C_2} &= B_2 \overline{Q}_2, \end{aligned} \qquad (3.28)$$

где, постоянные выражаются

$$T_1 = \frac{h}{U_0 + U_3}; A_1 = \frac{1}{S(U_0 + U_3)}; A_2 = \frac{C_1}{U_0 + U_3} \times \left[\left(\frac{dU_0}{dC_3} \right)_{C_3 = C_0} + \left(\frac{dU_3}{dC_3} \right)_{C_3 = C_0} \right];$$

$$T_2 = \frac{h \cdot S}{kQ_3}; B_2 = \frac{1}{kQ_3}$$

где C_1 – стационарное значение; dC_3 – отклонение концентрации от стационарного значения; k – коэффициент пропорциональности. В уравнение (3.28) введена переменная $\bar{x} = Q_3 * C_0$.

б). Для зоны 2, уравнение (3.19) линеаризуем при $x = x_A$, т.е. "на входе" в зону 3. Так как значение C у границы зоны 3 по описанным выше причинам важно. Имеем:

$$\overline{C_A} = \overline{C}\ (x,t) = \overline{C_1}\ (t - \tau_A) + M_1 \frac{d\overline{U}_0(t - \tau_A)}{dt};$$

$$\overline{U_A} = \overline{U}\ (x_A, t) = \overline{U_0}\ (t - \tau_A),$$

где $M_1 = \frac{\tau_A C_A}{U_0(t - \tau_A)}$ с учетом того, что в соответствии с (3.2)

$\overline{U} = \left(\frac{dU_0}{dC_3} \right)_{C_3 = C_0} \times \overline{C_3}$, можно записать: $\overline{C_A} = C_1\ (t - \tau_A) + M_2 \frac{d\overline{C_3}(t - \tau_A)}{dt}$,

$$\overline{U_A} = M_3\ \overline{C_3}\ (t - \tau_A)\ , \qquad (3.29)$$

где постоянные выражаются:

$$M_2 = \frac{\tau_A C_A}{U_0(t-\tau_A)}\left(\frac{dU_0}{dC_3}\right)_{C_3=C_0}; \qquad M_3 = \left(\frac{dU_0}{dC_3}\right)_{C_3=C_0};$$

в). Для зоны 3 уравнения (3.20, 3.24) линеаризуем "на выходе" из зоны:

$$C_3\frac{d\bar{h}}{dt} + h\frac{d\bar{C}_3}{dt} = L_1\bar{C}_A + L_2\bar{C}_3(t-\tau_A) - L_3\bar{C}_3 - L_4\bar{S}; \qquad (3.30)$$

$$\frac{d\bar{h}}{dt} = L_5\bar{C}_3 - M_3\bar{C}_3(t-\tau_A) - L_6\bar{C}_A; \qquad (3.31)$$

Решая совместно уравнения (3.30 и 3.31), получим окончательно

$$T_3\frac{dC_3}{dt} + \bar{C}_3 = N_1\bar{C}_A + N_2\bar{C}_3(t-\tau_A) - N_3\bar{S}; \qquad (3.32)$$

где:

$$L_1 = \frac{U_0^*(t-\tau)}{C_{\text{‰}}^*}; L_2 = \frac{C_A}{C_0}\left(\frac{dU_0}{dC_3}\right)_{C_3=C_0}; L_3 = \frac{\left(\frac{d\vartheta}{dS_p}\right)_{S_p=S^*S_1}}{C_3 S};$$

$$L_4 = \frac{\left(\frac{d\vartheta}{dS_p}\right)_{S_p=S_1}}{S}; L_6 = \frac{\left(\frac{dH}{dC_3}\right)_{C_3=C_0}}{2\rho\, U_0(t-\tau_A)}; L_6 = \frac{U_0(t-\tau_A)}{2C_A}; M_3 = \left(\frac{dU_0}{dC_3}\right)_{C_3=C_0}; T_3 = \frac{h}{L_5+L_3}$$

$$N_1 = \frac{L_6+L_1}{L_5+L_3}; N_2 = \frac{L_2+M_3}{L_5+L_3}; N_3 = \frac{L_4}{L_5+L_3};$$

Окончательно на выходе имеем:

$$\frac{d\bar{C}_1}{dt} + \frac{h}{2}\frac{d\bar{R}}{dt} = \frac{U_c}{h}\bar{C}_1 + \frac{C_1}{h}\left(\frac{dU_c}{dC_3}\right)_{C_3=C_0} \times \bar{C}_3 - \frac{Q_c}{Sh}\bar{C}_c - \frac{C_c}{Sh}\bar{Q}_c$$

Исключая $\bar{R}$ – постоянную, из последнего уравнения, получим:

$$\frac{3}{2}\frac{d\bar{C}_1}{dt} - \frac{1}{2}\frac{d\bar{C}_c}{dt} = \frac{U_c}{h}\bar{C}_1 + \frac{C_1}{h}\left(\frac{dU_c}{dC_3}\right)_{C_3=C_0} \times \bar{C}_3 - \frac{Q_c}{Sh}\bar{C}_c - \frac{C_0}{Sh}\bar{Q}_c. \qquad (3.33)$$

Преобразуя теперь уравнения (3.28, 3.32 , 3.33) по Лапласу, считая начальные условия нулевыми, обозначив через s комплексную переменную преобразования Лапласа, получим:

$$\bar{C}_1(s) = \frac{A_1 x(s)}{1+sT_1} - \frac{A_2\bar{C}_к(s)}{1+sT_1}; \qquad (3.34)$$

$$\overline{C_0}(s) = \frac{B_1 \overline{Q}_0(s)}{1 + sT_2} \qquad (3.35)$$

$$\overline{C}_A(s) = e^{-sA}\overline{C}_1(s) + M_2 s e^{-sA}\overline{C}_0(s); \qquad (3.36)$$

$$\overline{C_3}(s) = \frac{N_1 \overline{C}_A(s)}{1 + sT_3} + \frac{N_2 \overline{C}_0(s) e^{-sA}}{1 + sT_3} - \frac{N_3 \overline{S}(s)}{1 + sT_3}; \qquad (3.37)$$

Подставив (3.35) в (3.34), а (3.34) в (3.36) и полученное после этого из (3.36) выражение для $C_A(s)$ в (3.37), получим выражение для $\overline{C}_3(s)$:

$$\overline{C_3}(s) = \frac{A_1 N_1 e^{-sA}}{(1+sT_2)(1+sT_3)}\overline{x}(s) + \frac{B_1\left[M_2 N_1 (1+sT_1)S + N_2(1+sT_1) - A_2 N_1\right]e^{-sA}}{(1+sT_1)(1+sT_2)(1+sT_3)}\overline{Q_3}(s) -$$

$$- Q_3(s) - \frac{N_3}{1+sT_3}\overline{S}(s) \ . \qquad (3.38)$$

Из выражения (3.38) можно получить передаточные функции модели объекта:

$$W_1(s) = \frac{\overline{C_1}(s)}{\overline{X}(s)} = \frac{k}{(1+sT_1)(1+sT_3)} e^{-sA}; \qquad (3.39)$$

$$W_2(s) = \frac{\overline{C}_A(s)}{\overline{S}(s)} = \frac{-k_2}{1+sT_3} \ ; \qquad (3.40)$$

$$W_3(s) = \frac{\overline{C}_3(s)}{\overline{Q}_3(s)} = \frac{k_3(D_1 s^2 + D_2 s + 1)}{(1+sT_1)(1+sT_2)(1+sT_3)} e^{-sA} \ , \qquad (3.41)$$

где передаточные коэффициенты $k_1 = A_1 N_1$; $k_2 = N_3$; $k_3 = B_1 (N_2 - A_2 N_1)$

и постоянные: $D_1 = \frac{N_1 M_2 T_1}{N_2 - A_2 N_1}$; $D_2 = \frac{N_1 M_2 - N_2 T_1}{N_2 - A_2 N_1}$;

Уравнение (3.38) есть не что иное, как описание стохастического закона массообмена в тупиковой горной выработке при учете выноса, коагуляции и осаждения твердых частиц. Передаточные функции (3.39 –3.41) позволяют связать воедино изменение параметров в любой из трех зон тупиковой горной выработки, и, тем самым, получить неразрывность функции, описывающей изменение пылевой обстановки через концентрацию аэрозоля в воздухе.

Таким образом, получена математическая модель, в которой учитываются в наибольшей степени процессы, происходящие в тупиковой горной выработке. Это и пылевыделения в призабойной зоне, это и

перенос аэрозоля воздушным потоком, это и диффузия, связанная с проходящим около выработки потоком воздуха, это и укрупнение частиц, а также осаждение части пыли на почву выработки. Столь многопараметрическая модель позволяет достаточно полно осуществить численное моделирование, например, пылевой обстановки в тупиковой горной выработке при применяющихся способах проветривания.

На сегодняшний день в рудниках нашли широкое применение три основных способа проветривания тупиковых выработок:

- нагнетательный,
- всасывающий,
- комбинированный.

Каждый из них широко известен по литературным данным [21, 29, 235 и т.п.]. Исследования с целью улучшения пылевой обстановки при использовании этих способов на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений проводились Медведевым И.И., Красноштейном А.Е., Файнбургом Г.З., Поляниной Г.Д., Альменко Н.И., Земсковым А.Н., Челышевым А.С. и многими другими исследователями [21, 29, ,73, 121, 222, 235 и т.д.]. Каждый из них подтверждал, что при применении любого из этих способов, пылевая обстановка в призабойной зоне существенно не изменяется. А по длине выработки с применением всасывающего или комбинированного способов, в сравнении с нагнетательным, запыленность снижается на 30-50%.

Этими же исследователями, по результатам предпринятых усовершенствований, каждым самостоятельно сделан вывод о том, что в призабойном пространстве значительное снижение запыленности методами вентиляции (только одним из применяемых способов) достичь не представляется возможным. Здесь необходимы дополнительные способы пылеподавления.

Результаты моделирования, при заданных исходных параметрах пылевыделения в призабойном пространстве (со среднестатистической величиной, получаемой при натурных измерениях на комбайновых комплексах типа Урал-10 КС и Урал-20 КС, а так же ПК-8М, равной 1200 мг/м^3), представлены в виде графиков на рис. 3.2.

При задании параметров для выполнения каждого способа учитывалось место поступления свежего воздуха из трубопровода и интенсивность распределенных утечек по длине трубопровода.

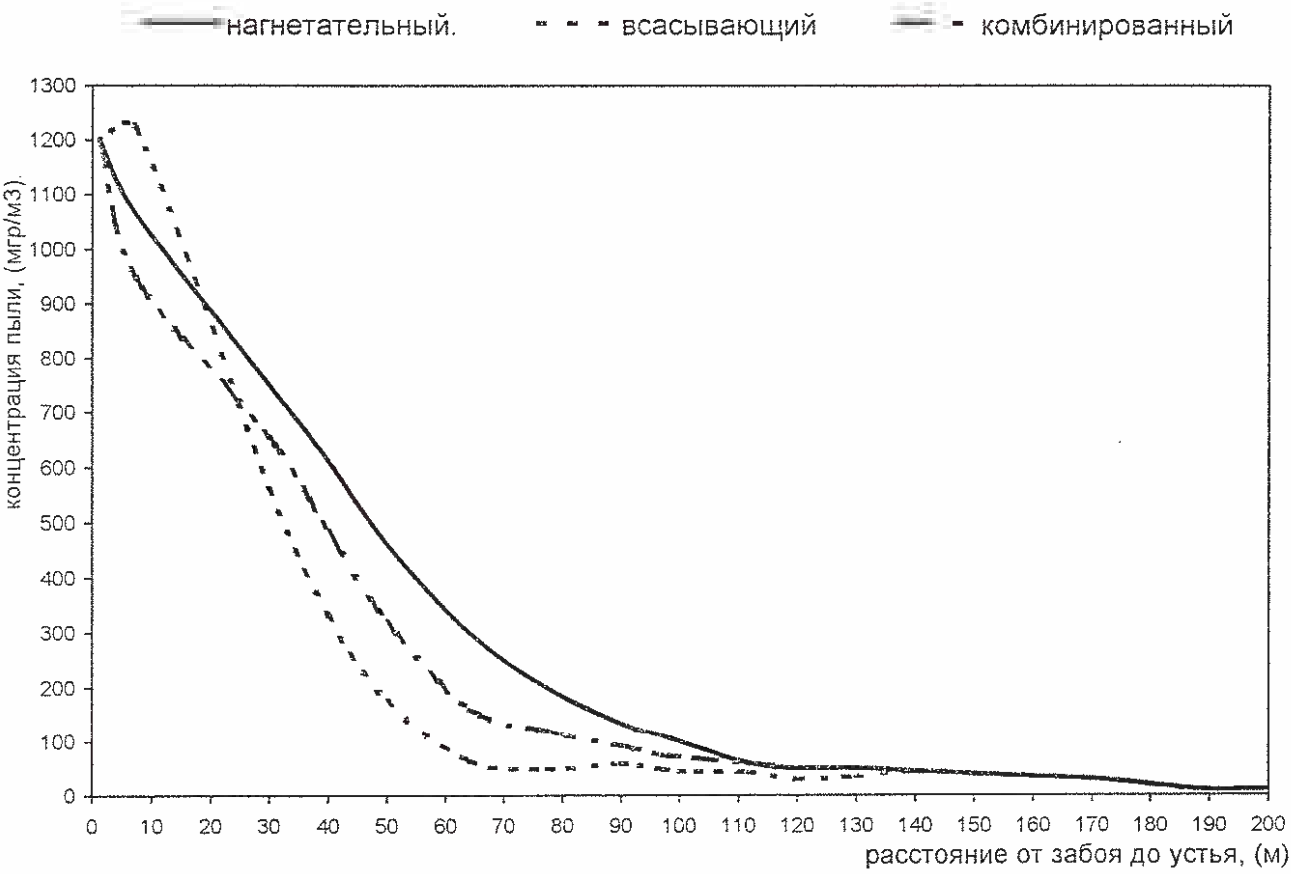


Рис. 3.2. Результаты расчетов при моделировании нагнетательного, всасывающего и комбинированного способов проветривания.

Формулы, описывающие форму кривых в виде взаимосвязей концентрации $C_п$ пыли в выработке на расстоянии до забоя X имеют следующий вид:

1. Нагнетательный способ

$$C_п = 2^{-10} X^6 - 0,1^{-06} X^5 + 2^{-05} X^4 - 0,0011X^3 + 0,0625X^2 - 16,649X + 1205$$

2. Всасывающий способ

$$C_п = -2^{-09} X^6 + 0,1^{-05} X^5 - 0,0002X^4 + 0,0269X^3 - 1,1635X^2 - 5,9741X + 1252,3$$

3. Комбинированный

$$C_п = 9^{-11} X^6 - 2^{-8} X^5 - 4^{-06} X^4 + 0,0012X^3 + 0,0128X^2 - 19,374X + 1164,9$$

Эти формулы подтверждают что процессы, связанные с изменением запыленности воздуха имеют выраженный экспоненциальный характер.

А, следовательно, существует некоторая распределенная по длине пути пылевоздушной смеси функция, определяющая в основном этот характер процессов. В качестве данной функции могут выступать:

1. Изменяющиеся свойства среды (пылевоздушной смеси) или пыли.
2. Изменение дебита воздуха поступающего из трубопровода в виде распределенных утечек.

Первая функция, несомненно, дала бы одинаковый для всех трех способов результат решения. И это мы наблюдаем в средней и в приустьевой частях выработки, где все кривые практически совпадают (естественно при одинаковых начальных условиях задачи). Значит, на уровень запыленности воздуха в выработке за пределами ее призабойной части влияют только свойства пылевоздушной смеси и самой пыли.

Именно вторая функция привносит разнообразие кривых в призабойной части выработки до 100 -110 метров от забоя (рис. 3.2). В тоже время можно заметить, что подынтегральная составляющая концентрации для всех способов практически мало чем отличается. А, следовательно, действительно свойства пылевоздушной среды и самой пыли играют первостепенную роль. Изменять эти свойства с помощью известных способов проветривания не удается. Свойства меняются только при применении различных дополнительных способов пылеподавления.

Попытаемся добиться улучшения пылевой обстановки в призабойной части выработки с помощью усиления вентиляции. Произведем моделирование известных способов проветривания при условии увеличения расхода воздуха, проходящего по трубопроводу, в два раза по сравнению с расчетным (рис. 3.2). Остальные параметры сохраним неизменными. Результаты моделирования представлены в виде графиков на рис. 3.3.-3.5.

Очевидно (рис. 3.3), что усиление подачи воздуха по трубопроводу в 2 раза при нагнетательном способе проветривания приводит к снижению запыленности в призабойной части выработки. Это же действие увеличивает концентрацию в средней части выработки.

Сохраняется экспоненциальный закон изменения концентрации по

длине выработки. Только форма экспоненты изменилась так, что подынтегральная площадь перераспределилась, она уменьшилась в призабойной части выработки и на столько же увеличилась в центральной.

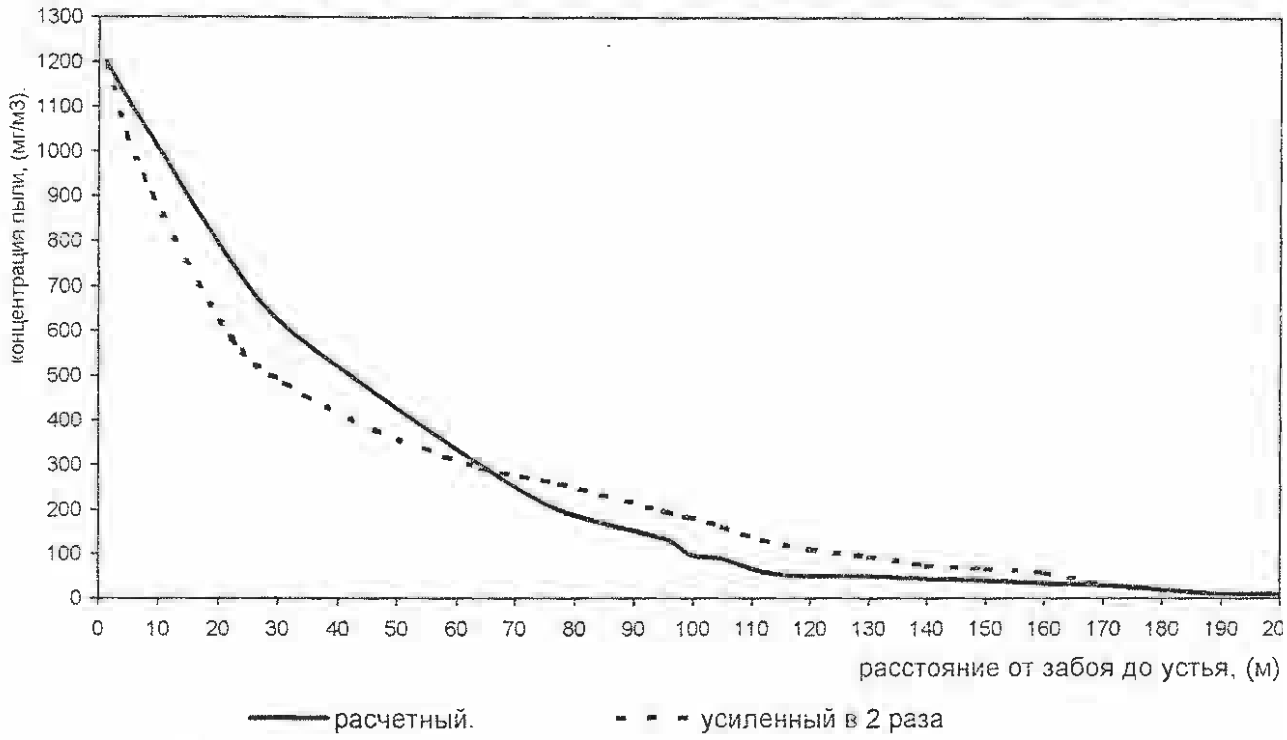


Рис. 3.3. Результаты моделирования нагнетательного способа проветривания при расчетной и усиленной в 2 раза подаче воздуха по трубопроводу.

Наблюдается уменьшение запыленности в 10-20 м от забоя на 15-18 % (рис. 3.3). Следовательно, на рабочем месте, находящемся в пределах этого расстояния, произошло не адекватное увеличение расхода воздуха улучшение аэрозольной обстановки. Затраты на подачу воздуха возросли как минимум в два раза, а эффект составил менее 20 %.

Моделирование выполнялось и при большем увеличении расхода воздуха, проходящего по трубопроводу (в 3-10 раз), но при этом картина от приведенной выше значительно не изменяется. Следует отметить, что чем еще более увеличивается подача воздуха по трубопроводу, тем менее происходит прирост эффективности. Максимально при 10 кратном увеличении расчетного расхода, концентрация пыли падает на 50 %.

Для всасывающего способа изменение запыленности практически не

отличаются от подробно проанализированных данных, полученных для нагнетательного способа. Только при всасывающем способе в 10-20 м от забоя концентрация аэрозоля снижается еще менее интенсивно (рис. 3.4).

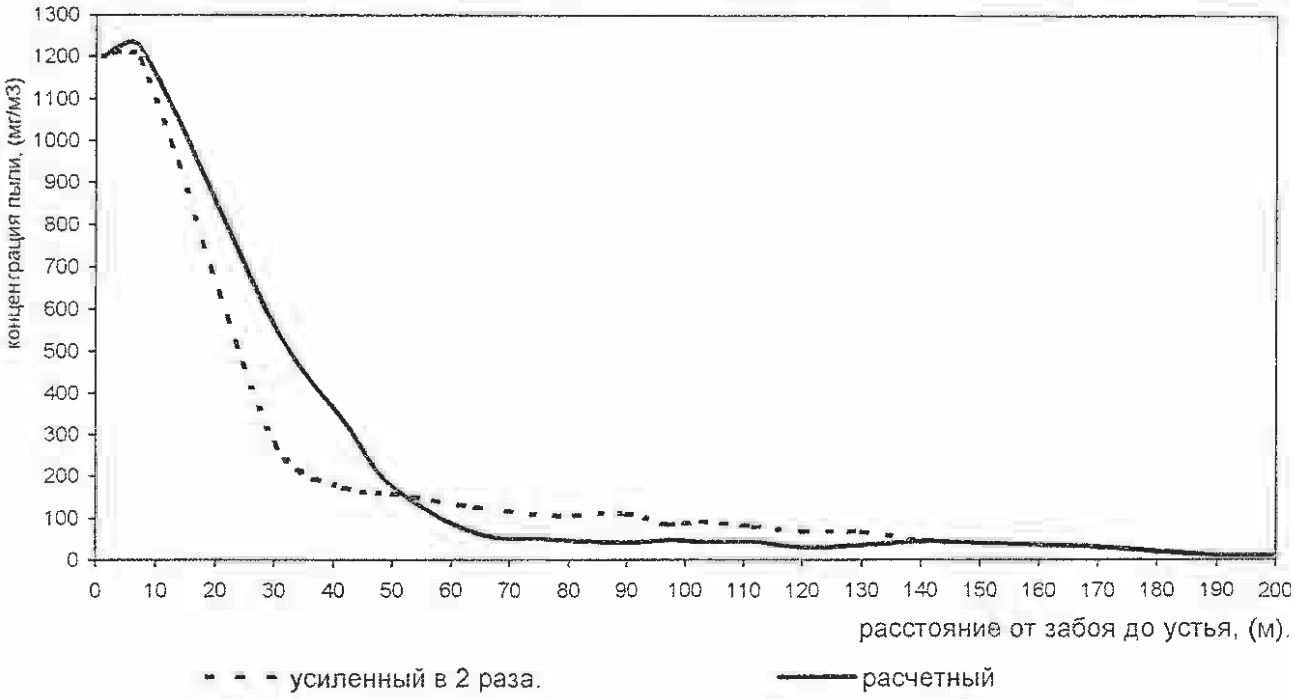


Рис. 3.4. Результаты моделирования всасывающего способа.

При комбинированном способе в призабойном пространстве выработки наблюдается наименьшая запыленность (рис. 3.5).

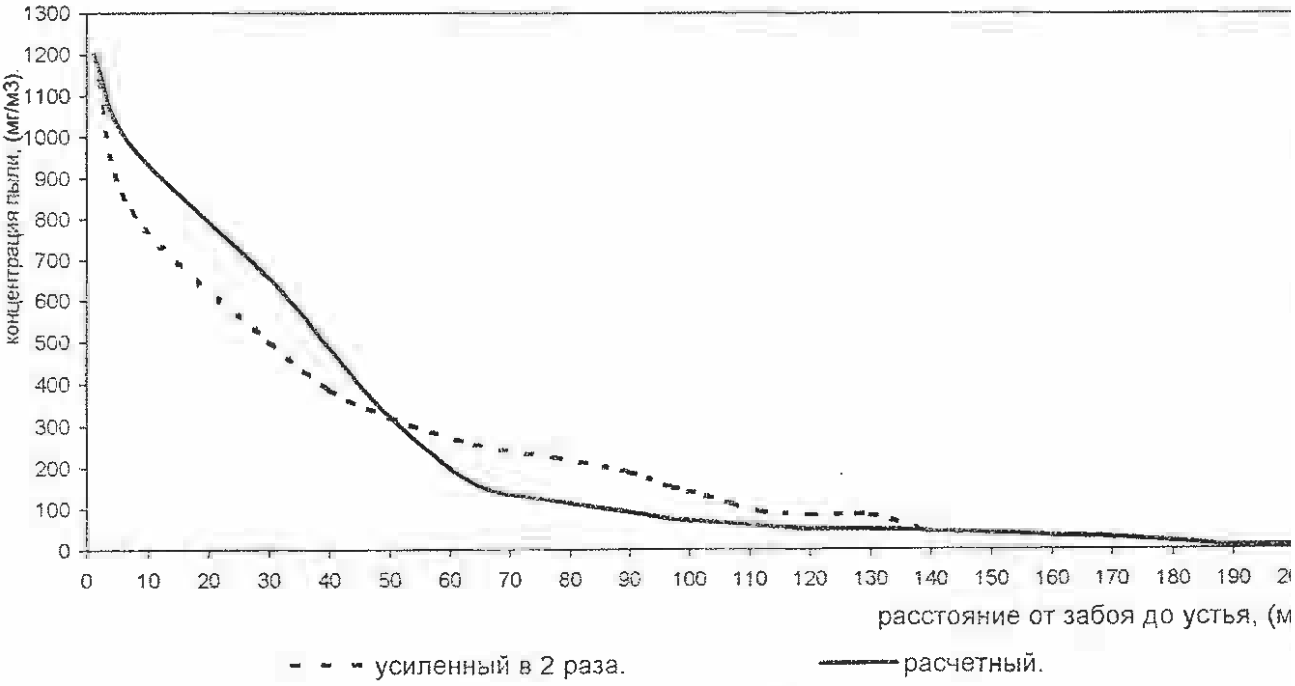


Рис. 3.5. Результаты моделирования комбинированного способа проветривания тупиковой горной выработки.

Однако, эффект от увеличения подачи воздуха по трубопроводам здесь хуже, чем при нагнетательном и лучше, чем при всасывающем (рис. 3.5) способах.

Анализируя проведенные вычислительные эксперименты для конкретных условий проветривания с заданными исходными данными, являющимися среднестатистическими для натурных условий калийных рудников (в то же время - расчетными), можно сделать общие выводы:

- существующие схемы и способы проветривания тупиковых выработок не дают нужного эффекта. Количество воздуха, подаваемого в забой недостаточно для разжижения и выноса аэрозоля из призабойной зоны;

- подача расчетного количества воздуха не обеспечивает разжижение аэрозоля до необходимых нормируемых пределов в призабойной зоне. Увеличение в два и более раз расхода воздуха, подаваемого по трубопроводу, не адекватно затратам уменьшает запыленность и вынос аэрозоля из зоны дыхания машиниста комбайна (не более 50% при максимальной - 10 кратно большей, расчетной подаче);

- в основной части выработки находится воздух с запыленностью в десятки и сотни раз меньшей, в объемах в 3-5 раз больших, чем в призабойной зоне.

Таким образом, с помощью математической модели, отражающей многопараметрическую взаимосвязь процессов и ряда вычислительных экспериментов, выполненных с применением данной модели:

во-первых - подтверждено, что существующими способами, без привлечения методов пылеподавления и пылеулавливания, добиться существенного улучшения пылевой обстановки не представляется возможным. Даже при многократном увеличении затрат энергии на проветривание;

во-вторых - доказано, что в основной части выработки пылевая обстановка практически не зависит от способов и даже затрат энергии на проветривание, она зависит в основном от свойств пылевоздушной смеси.

Здесь преобладает диффузионное перемещение мелкодисперсных аэрозолей с очень малыми скоростями витания частиц. Концентрация пыли на этом участке выработки хотя в несколько раз больше допустимых величин, но в десятки и сотни раз меньшая, чем в призабойной зоне.

Применяемые традиционные способы, как показывала практика, так и подтвердили теоретические исследования – исчерпали себя. Эффективность их может быть незначительно поднята при многократном увеличении затрат энергии. Стало быть, нужно изыскивать новые методы реализации проветривания и особенно, основанные на использовании внутренних резервов.

Внутренним вентиляционным резервом, находящимся в пределах тупиковой выработки, можно считать большой объем воздуха, заполняющий основную и приустьевую части выработки. Этот объем хоть и является запыленным, но количество пыли в нем ничтожно мало по сравнению с призабойной зоной. Если один объем заменить другим, даже в соотношении диффузионного разбавления, то можно добиться снижения запыленности в зоне дыхания машиниста комбайна.

Взаимная смена объемов воздуха может быть обеспечена вентиляторной установкой, активизирующей процесс разбавления и выноса пыли из призабойного пространства. Данный метод назван – способ активного проветривания забоя.

Для более активного выноса пыли из призабойного пространства необходимо увеличить скорость движения воздуха, а для более эффективного обмена объемов – использовать максимально возможные размеры проходных сечений выработки. Эти решения требуют разнонаправленных действий. Поэтому оптимум естественно состоит в том, что увеличить скорость потоков можно за счет уменьшения реального проходного сечения ровно на половину горной выработки, при этом обмен объемов воздуха при равных сечениях будет проходить с наименьшими потерями энергии.

Активизация воздухообмена свободной струей, причем направленной из запыленной части выработки в основную, дает возможность отбросить пылевые частицы с наибольшей скоростью переноса и поэтому

более крупной фракции. Именно те, которые наименее активно выносятся из призабойной зоны процессами массопереноса при существующих способах проветривания.

Всасывающее отверстие вентиляторной установки необходимо расположить напротив зоны дыхания машиниста комбайна у противоположной стенки, в этом случае – частички аэрозолей, собираемые к отверстию, попадут в наименьшей степени в зону дыхания.

Выхлопное отверстие должно быть приближенно к границе призабойной зоны так, чтобы ядро свободной струи достигало этой границы, а основная масса пылевоздушной струи вылетала за пределы призабойной зоны.

Массивные пылевые частицы, выходя в основную зону выработки, постепенно, теряют скорость и оседают. В результате они вынесены из наиболее опасной и ответственной части выработки, где постоянно находится машинист комбайна, и переместились в ту часть выработки, в которой нет постоянных рабочих мест. Здесь объемы воздуха больше, разбавление эффективнее.

Таким образом, на базе выявленных недостатков существующих способов проветривания, заключающихся в низко продуктивном использовании вентиляционного резерва в виде больших объемов мало запыленного воздуха основной и приустьевой частей выработки, разработаны основные принципы организации нового способа активного проветривания, а именно:

- активизированный вынос свободной струей за пределы призабойной зоны пылевоздушной смеси, замена этого объема воздухом из основной части выработки;
- увеличение скорости переноса частиц за счет уменьшения реального проходного сечения в призабойной части выработки;
- вовлечение в процессы массопереноса и разбавления всего объема воздуха, заключенного в тупиковой выработке.

Выполним вычислительный эксперимент способа активного проветривания забоя.

Промоделируем процессы массопереноса с применением вентиля-

торной установки, размещенной для выполнения способа активного проветривания забоя, так что входное отверстие находится у противоположной стороны от зоны дыхания машиниста комбайна, а выхлоп направлен в сторону устья. Вентиляторная установка на выхлопе снабжена патрубком, из которого вдоль выработки направлена свободная струя пылевоздушной смеси. В модели эти процессы представляются как отброс масс из первой зоны, и, в тоже время, присоединение масс из основной – второй зоны выработки.

Основные результаты моделирования, выполненного для условий прохождения в приустьевой части выработки расчетного количества воздуха, представлены в виде графика на рис. 3.6. Там же для наглядности приведены графики применяющихся способов проветривания, при таких же расчетных условиях.

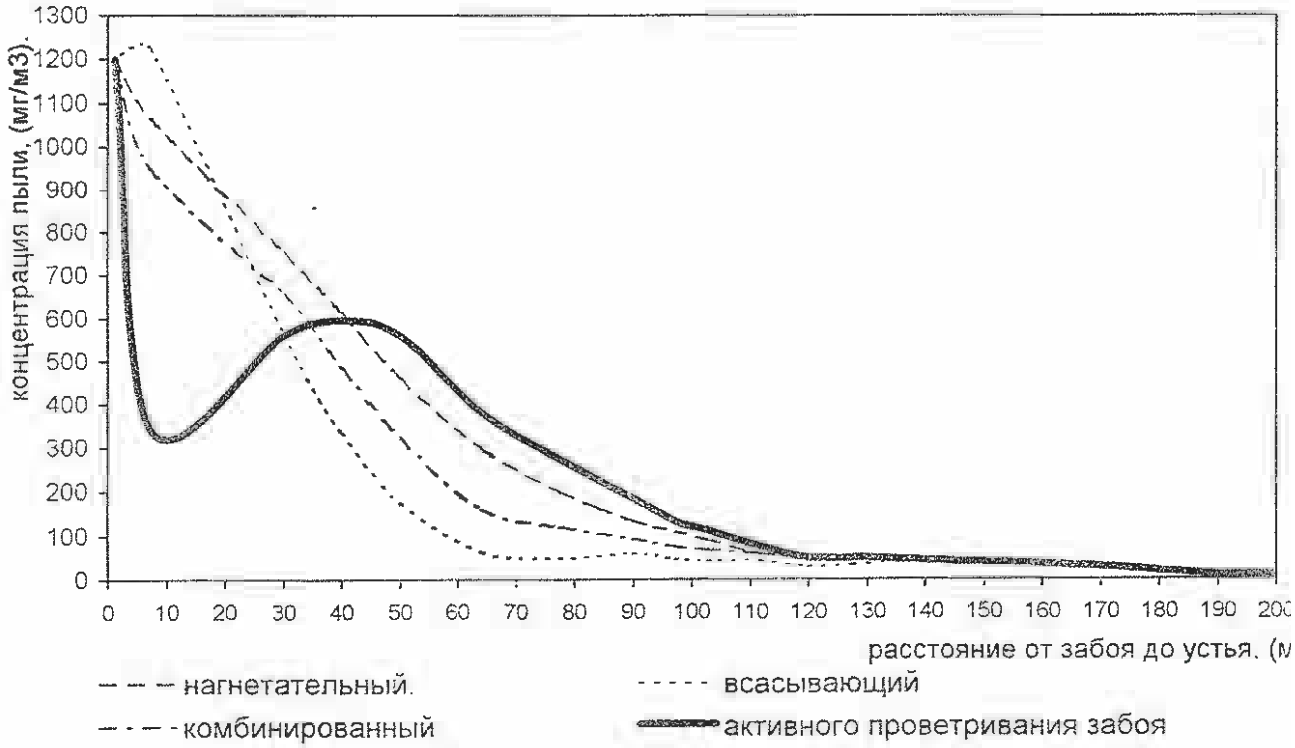


Рис. 3.6. Результаты моделирования способа активного проветривания забоя и сравнение его с применяющимися способами при одинаковых расчетных параметрах проветривания.

Графики (рис. 3.6) наглядно показывают то, что реализованный способ активного проветривания забоя позволяет существенно в 3-4 раза снизить запыленность в зоне дыхания машиниста комбайна.

Добиться этого возможно при сохранении одинаковых расчетных параметров с другими способами. То есть при затратах энергии на проветривание соизмеримых. Эффективность налицо.

С целью определения возможности достижения лучших результатов, выполнен расчет для усиленного в два раза (так же как и для известных способов) дебита вентиляторной установки (рис. 3.7).

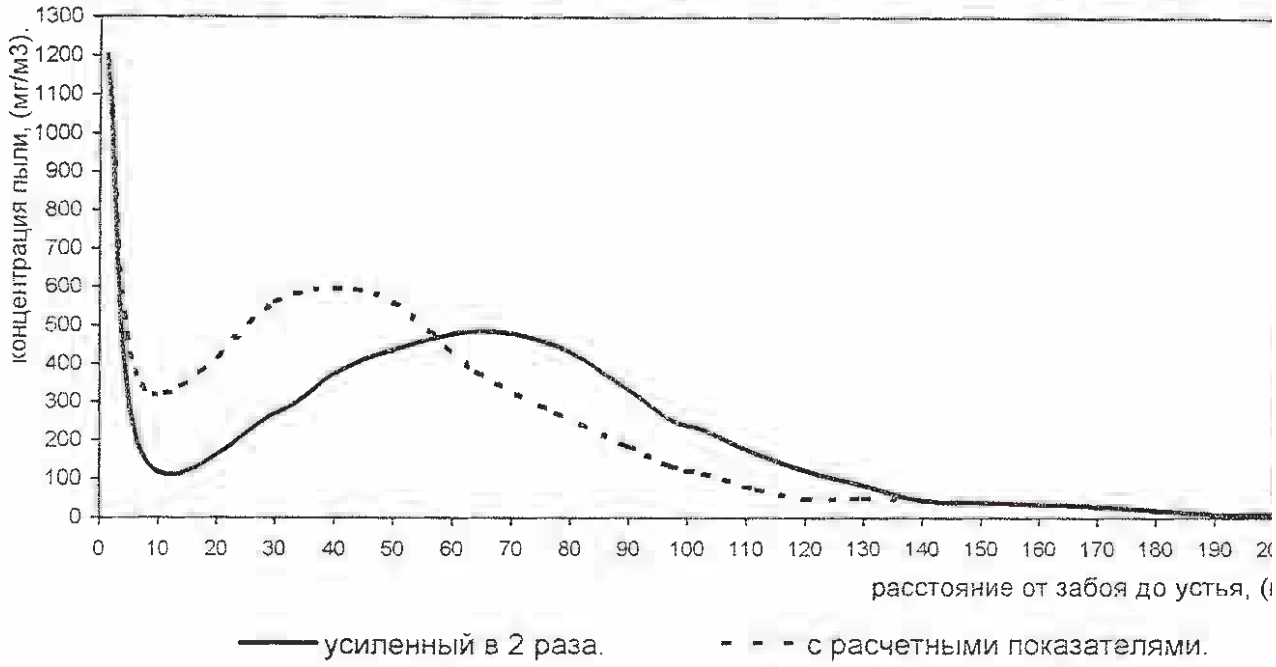


Рис. 3.7. Моделирование способа активного проветривания забоя при усилении его в два раза.

Увеличение затрат на проветривание при вновь предложенном способе позволит еще более чем в два раза (с 350-370 мг/м^3 до 120-150 мг/м^3) уменьшить концентрацию аэрозолей в зоне дыхания. Это далеко от нормирующего показателя – ПДК, но и не соизмеримо меньше в 5-7 раз, чем запыленность в этой части выработки при других способах.

Несомненно, предел снижения концентрации четко вытекает из условия дальнобойности свободной струи. Основная масса пылевоздушной смеси, находящаяся в свободной струе достигает некоторого расстояния, на котором замещает массу воздуха. Эта масса воздуха перемещается в призабойную зону. Та концентрация пыли, содержащаяся во вновь поступившем объеме воздуха и будет нижним пределом. Так как процесс неидеален, реальная концентрация пыли естественно со-

ставит большее значение. Таким образом, чем дальнобойность струи выше, тем ниже предел концентрации аэрозолей в призабойной части, и наоборот.

Способ активного проветривания забоя тупиковой горной выработки разработан на основании того факта, что в призабойной зоне запыленность воздуха возрастает значительно (рис. 3.2 – 3.5) независимо от применяемого способа проветривания (нагнетательный, всасывающий, комбинированный). А на удалении 120-150 и более метров от забоя процесс массопереноса совершенно не зависит от способа удаления пыли из призабойной части.

Поэтому, стало очевидным – увеличение выноса пыли от забоя активизацией струй позволит резко снизить запыленность в призабойной зоне (где постоянно находится обслуживающий персонал комбайна), и, в тоже время в основной части выработки произойдет повышение концентрации аэрозолей. Однако, здесь нет постоянного рабочего места, при этом запыленность возрастает не более чем в два раза. Так как в этом случае в процесс массопереноса и разбавления аэрозолей нам удалось подключить большую часть объема воздуха, заключенного в данной выработке.

Разработанный способ исключает необходимость применения проложенного по всей длине выработки трубопровода. Пылевоздушные массы движутся по выработке, занимая все сечение, при этом по одной половине проходят объемы запыленного воздуха из призабойной части, а по другой замещающие их массы движутся навстречу. Такая схема позволяет применить вентиляторные установки с использованием эжекционных эффектов.

Выполнена широкомасштабная апробация проведенных аналитических исследований в натурных условиях калийных рудников на 55 комбайновых комплексах.

Для апробации, проведена серия шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств активного проветривания забоев тупиковых горных выработок.

В качестве средств использовались вентиляторные установки,

состоящее: из трубы Вентури и сопла, соединенного с вентилятором комбайна трубопроводом, общая схема приведена на рис. 3.8, здесь же показаны направления и поля скоростей воздушных потоков и динамика аэрозольной обстановки в разных сечениях выработки.

Испытания проводились на горных участках рудников БКПРУ-1, БКПРУ-2, БКПРУ-4 ОАО "Уралкалий", СКПРУ-1, СКПРУ-2, СКПРУ-3 ОАО "Сильвинит", СтКПРУ-1 и СтКПРУ-3 ПО «Беларуськалий».

Целью опытно-промышленных испытаний явилось:

- определение технических возможностей новых средств активной вентиляции забоев тупиковых выработок и сравнение данных возможностей с подачей воздуха известными средствами (ВМП с трубопроводом);

-определение аэродинамических параметров трубы Вентури при размещении на комбайновом комплексе;

- изыскание технических решений повышения надежности и безопасности проветривания тупиковых горных выработок в сравнении с существующими способами проветривания.

Испытанию подверглись две технологии - существующая и разработанная (рис. 3.9 и 3.10).

Производительность вентиляторной установки, изготовленной на основе серийного вентилятора пылеотсоса комбайна В-2М, составила 398 $м^3$/мин (рис 3.11), при том что необходимое (расчетное) количество воздуха, поступающего в забой, должно быть 127 $м^3$/мин.

По результатам испытаний можно сделать следующие выводы:

- сравнение величин расходов воздуха как при нагнетательной, так и при предложенной технологии вентиляции тупиковых выработок, позволяет констатировать, что на технологическую длину (до 200 м) обеспечивается поступление расчетного количества воздуха в камеру;

- при применении новой технологии запыленность призабойного пространства, в районе рабочих мест машиниста комбайна и машиниста самоходного вагона в момент загрузки СВ, снизилась в 5-6 раз, что говорит об эффективности нового подхода к проветриванию тупиковых выработок;

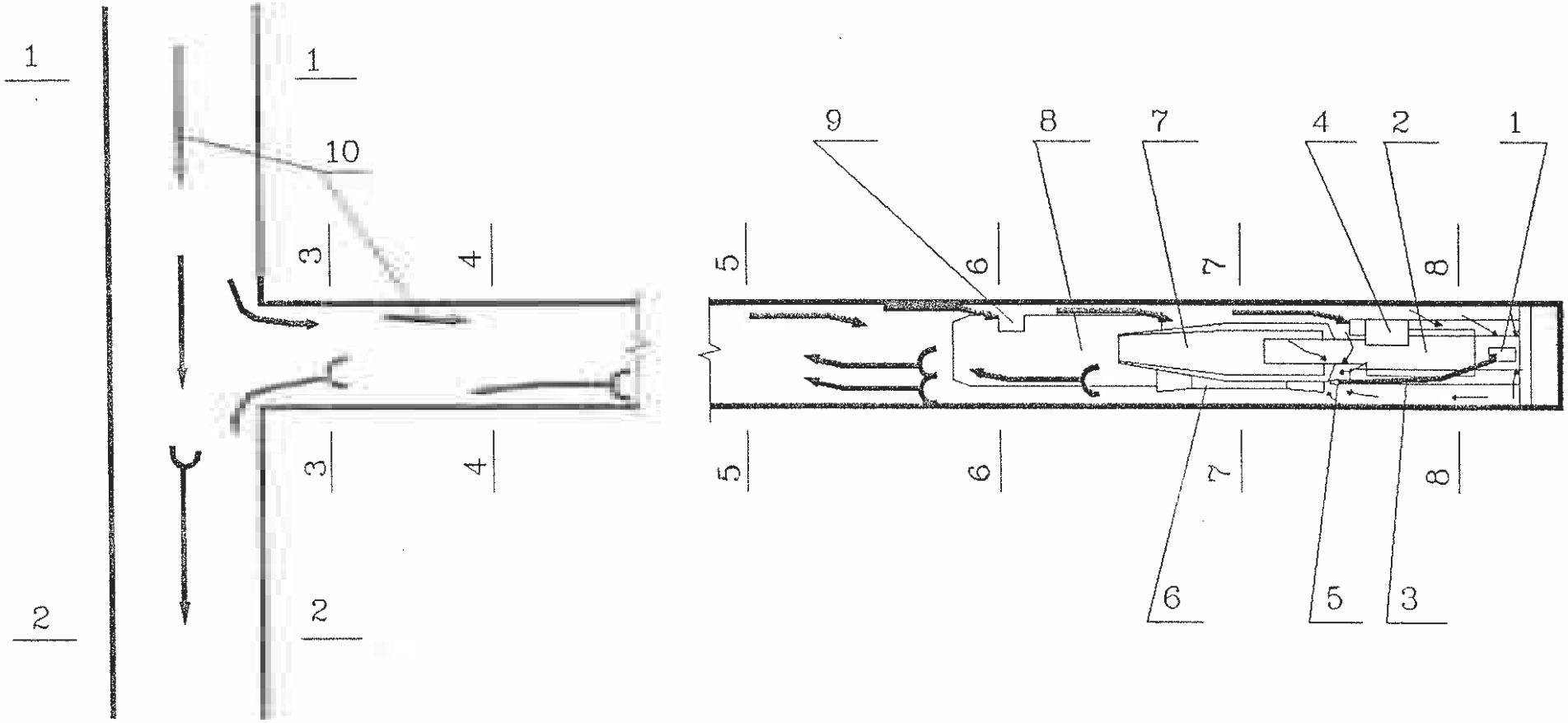
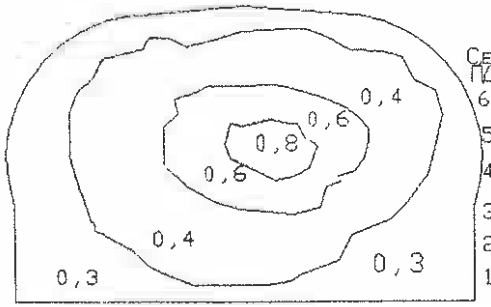


Рис.3.8. Схема вентиляторной установки, работающей в призабойном пространстве тупиковой выработки.
1–вентилятор, 2–комбайн, 3–трубоповод, 4–рабочее место машиниста комбайна, 5–сопло, 6–труба Вентури, 7–бункер-перегружатель, 8–самоходный вагон, 9–рабочее место машиниста вагона, 10–направление потоков воздуха.

СЕЧЕНИЕ 1-1с трубопроводом.

(с трубопроводом)



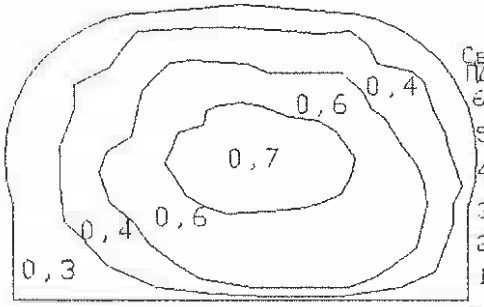


Средний расход воздуха в сечении $Q=201 м^3/мин.$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=28 мг/куб.м.

Рис. 3.8.а

СЕЧЕНИЕ 1-1БЕЗ трубопровода





Средний расход воздуха в сечении $Q=215 м^3/мин.$

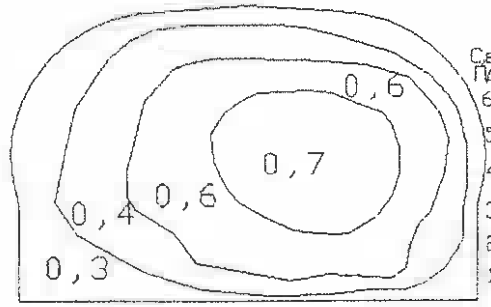
Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=22 мг/куб.м.

Рис. 3.8,б

151

СЕЧЕНИЕ 2-2с при проветривании трубопроводом.

(с трубопроводом)

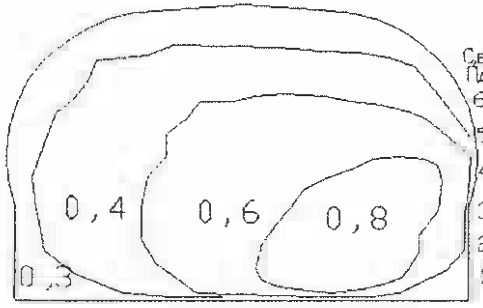




Средний расход воздуха в сечении $Q=200 м^3/мин.$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=287 мг/куб.м.

СЕЧЕНИЕ 2-2БЕЗ трубопровода



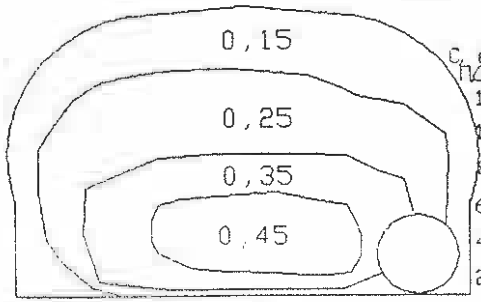


Средний расход воздуха в сечении $Q=214 м^3/мин.$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=305 мг/куб.м.

СЕЧЕНИЕ 3-3с трубопроводом

(с трубопроводом)



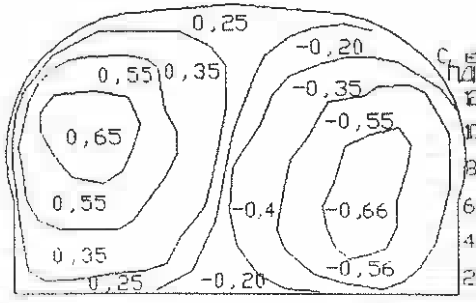


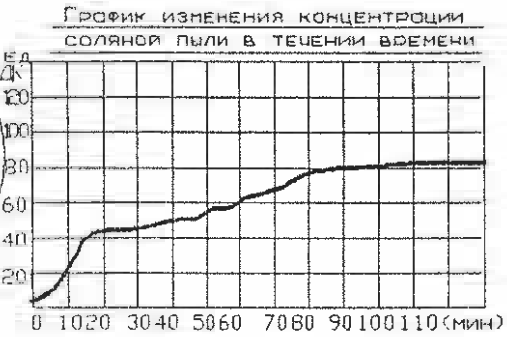
Средний расход воздуха в сечении $Q=137 м^3/мин$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=880 мг/куб.м.

Рис. 3.8.ж

СЕЧЕНИЕ 3-3 БЕЗ трубопровода



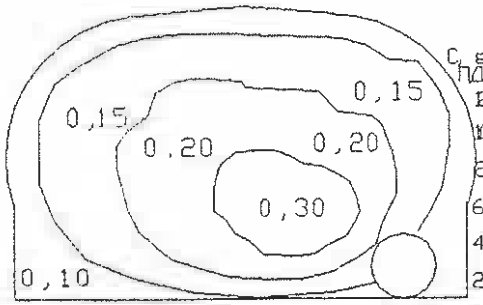


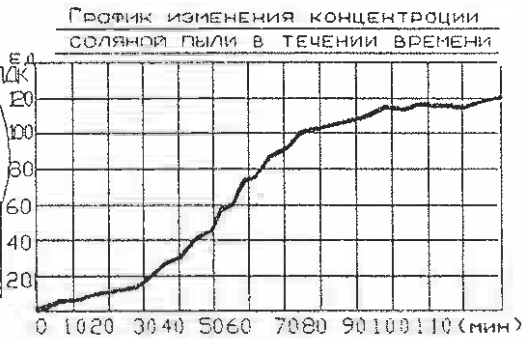
Средний расход воздуха в сечении $Q=132 м^3/мин$. (по половине сеч.)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=798 мг/куб.м.

Рис. 3.8.е

СЕЧЕНИЕ 4-4с трубопроводом



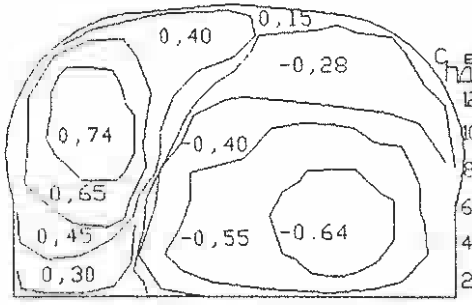


Средний расход воздуха в сечении $Q=125 м^3/мин$.

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=1131 мг/куб.м.

Рис. 3.8.и

СЕЧЕНИЕ 4-4 БЕЗ трубопровода



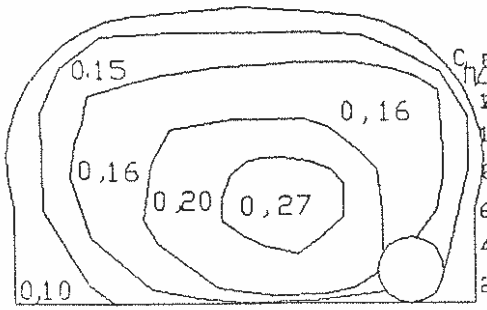


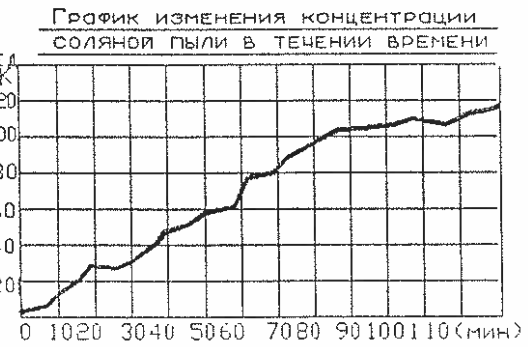
Средний расход воздуха в сечении $Q=141 м^3/мин$. (по половине сеч.)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=829 мг/куб.м.

Рис. 3.8.з

СЕЧЕНИЕ 5-5 С трубопроводом



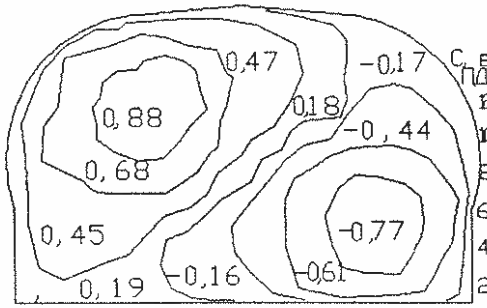


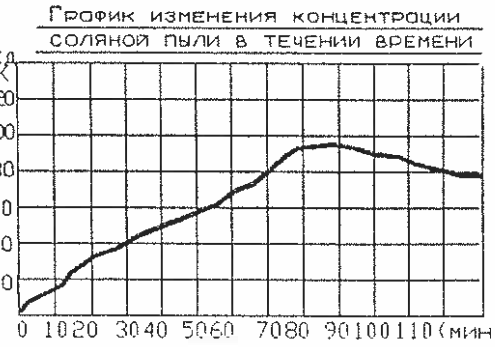
Средний расход воздуха в сечении $Q=118\ м^3/мин.$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=1127 мг/куб.м.

Рис. 3.8 и

СЕЧЕНИЕ 5-5 БЕЗ трубопровода



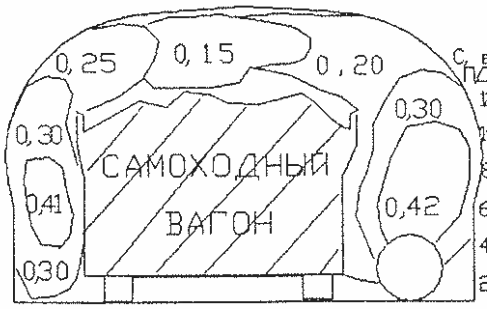


Средний расход воздуха в сечении $Q=165\ м^3/мин.$ (по половине S)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=931 мг/куб.м.

Рис. 3.8 к

СЕЧЕНИЕ 6-6 С трубопроводом



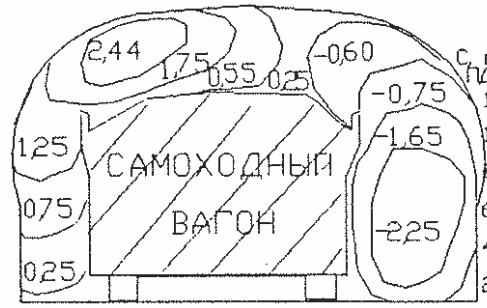


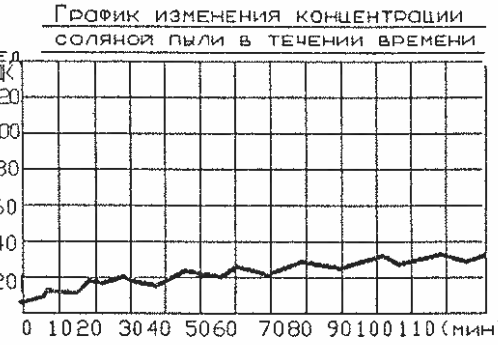
Средний расход воздуха в сечении $Q=101\ м^3/мин.$

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=1239 мг/куб.м.

Рис. 3.8 л

СЕЧЕНИЕ 6-6 БЕЗ трубопровода



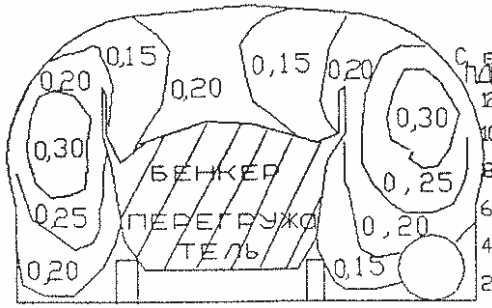


Средний расход воздуха в сечении $Q=503\ м^3/мин.$ (по половине S)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=248 мг/куб.м.

Рис. 3.8 м

С Е Ч Е Н И Е 7-7 С трубопроводом



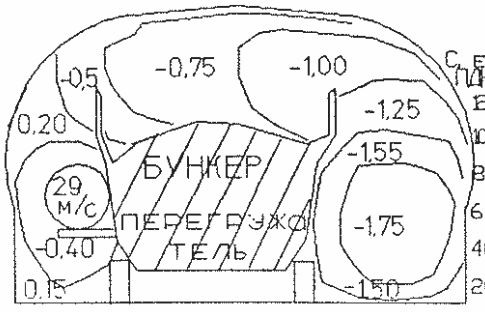


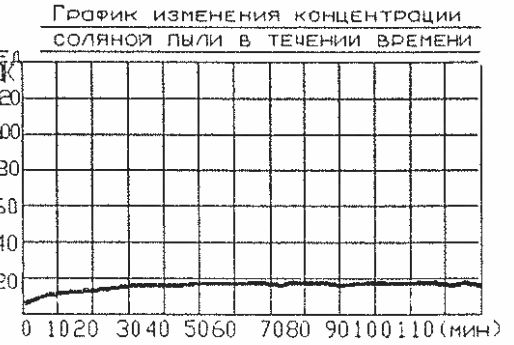
Средний расход воздуха в сечении Q=98 м³/мин.

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=1156 мг/куб м.

Рис. 3 8.к

С Е Ч Е Н И Е 7-7 БЕЗ трубопровода.





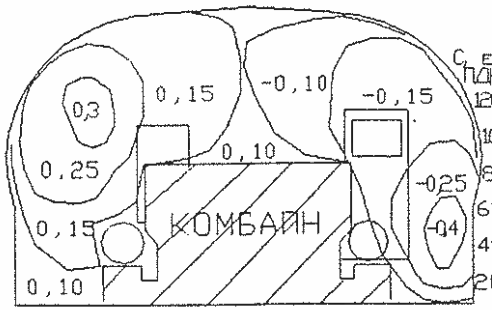
Средний расход воздуха в сечении Q=603 м³/мин.

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=181 мг/куб.м.

Рис. 3 8.о.

160

С Е Ч Е Н И Е 8-8 с применением трубопровода



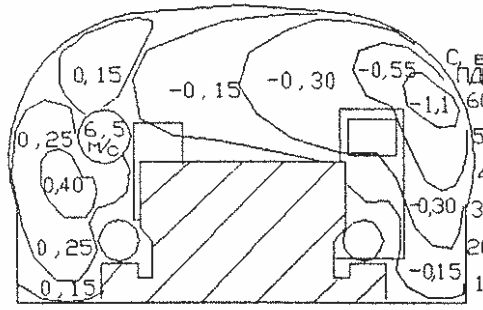


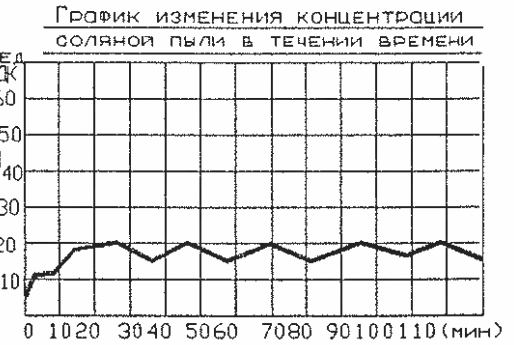
Средний расход воздуха в сечении Q=66 м³/мин. (по половине S)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=125 мг/куб.м. У рабочего места комбайн.

Рис. 3.8.п.

С Е Ч Е Н И Е 8-8 БЕЗ трубопровода





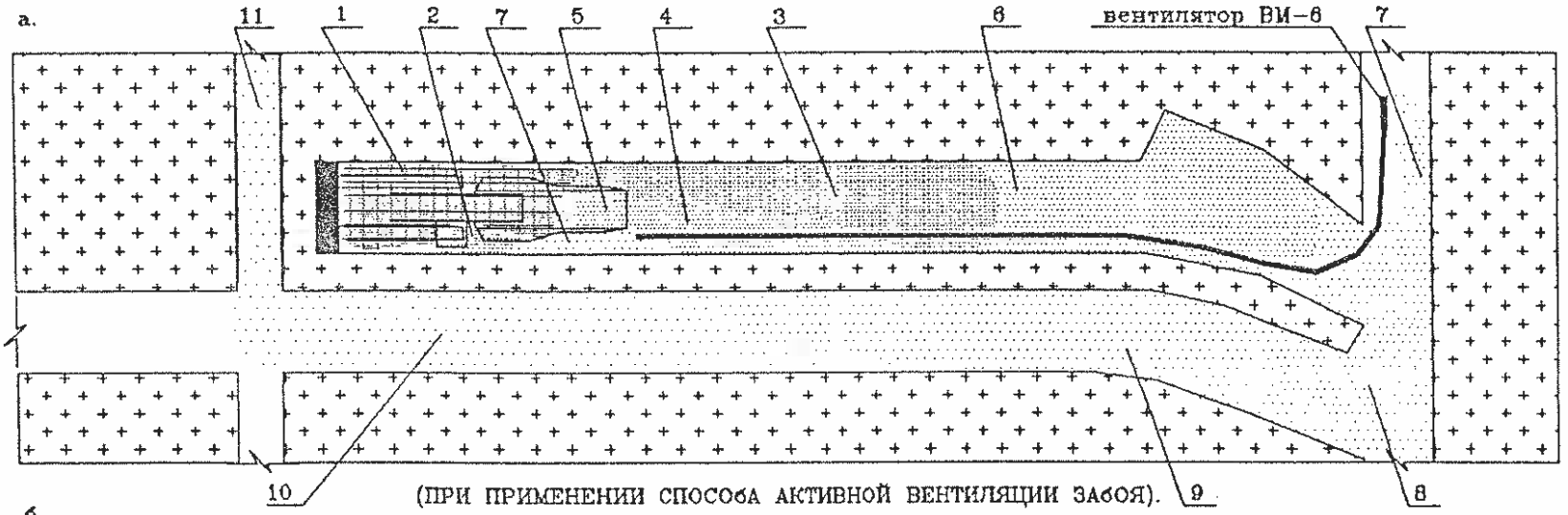
Средний расход воздуха в сечении Q=183м³/мин. 46м³/мин (по половине S)

Средняя концентрация пыли в сечении выработки после проходки и отвозки 5-6 самоходных вагонов отбитой руды. С=173мг/куб.м. У рабочего места комбайн.

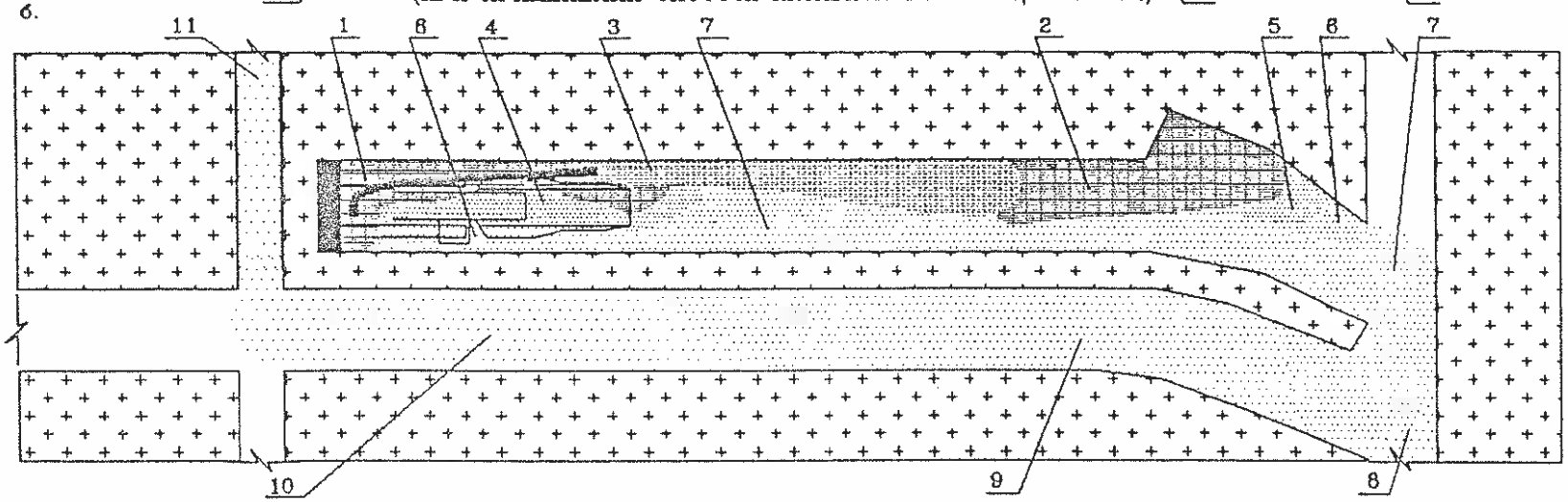
Рис. 3,8 р.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ПЫЛЕВЫХ ЧАСТИЦ ПРИ РАБОТЕ КОМБАЙНОВЫХ КОМПЛЕКСОВ В ТУПИКОВОМ ЗАБОЕ ДО СБОЙКИ СО СБЛИЖЕН. ВЕН. ШТР.

(ПРИ ПРОВЕТРИВАНИИ НАГНЕТАТЕЛЬНАМ СПОСОБОМ).



(ПРИ ПРИМЕНЕНИИ СПОСОБА АКТИВНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ЗАБОЯ).

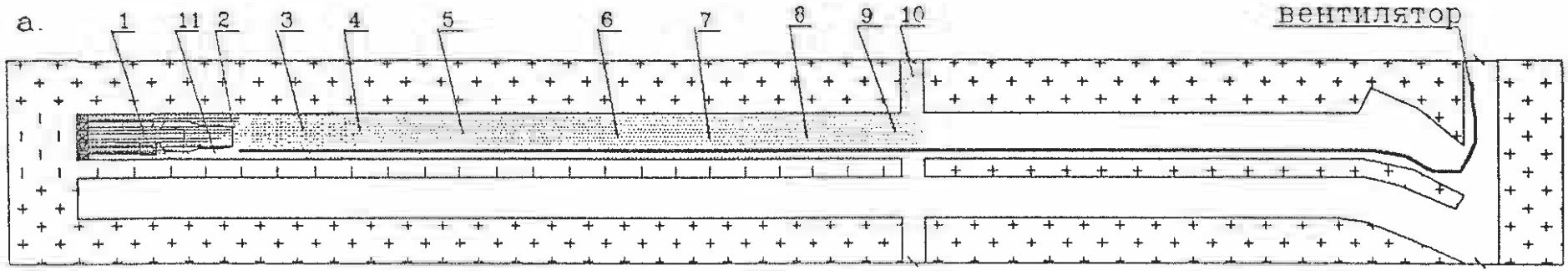


Цифрами обозначены поля концентраций со следующими величинами (мг/куб.м) 1-более 1100, 2-1000-800, 3-800-600, 4-600-400, 5-400-200, 6-200-180, 7-180-160, 8-160-150, 9-150-140, 10-140-135,Менее 135.

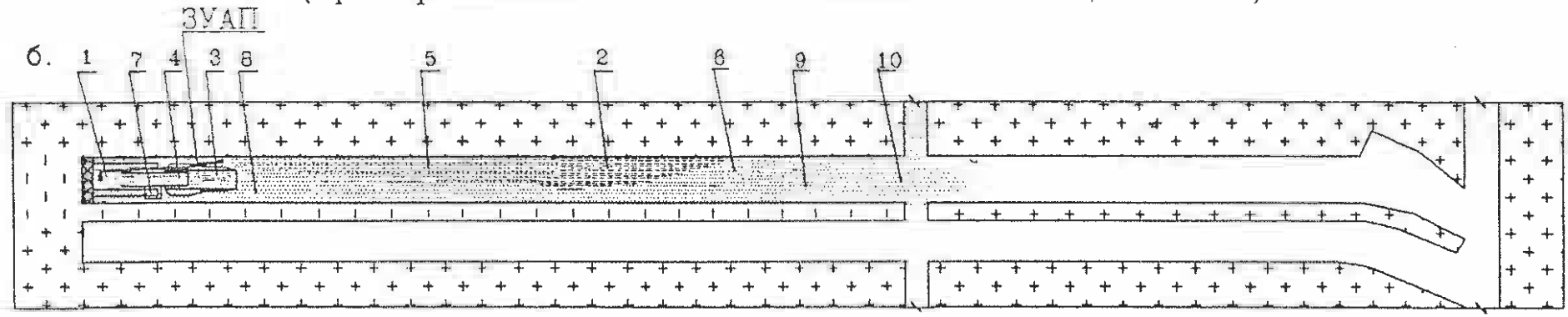
Рис. 3.9.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ПЫЛЕВЫХ ЧАСТИЦ ПРИ РАБОТЕ КОМБАЙНОВЫХ КОМПЛЕКСОВ В ТУПИКОВОМ ЗАБОЕ НА ПОЛНУЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКУЮ ДЛИНУ КАМЕРЫ.

(при проветривании нагнетательным способом).



(при применении способа активной вентиляции забоя)



Цифрами обозначены поля концентраций со следующими величинами (мг/куб.м)
1–более 1100, 2–1000–800, 3–800–600, 4–600–400, 5–400–200, 6–200–180, 7–180–160, 8–160–150, 9–150–140, 10–140–135, 11–менее 135.

Рис. 3.10.

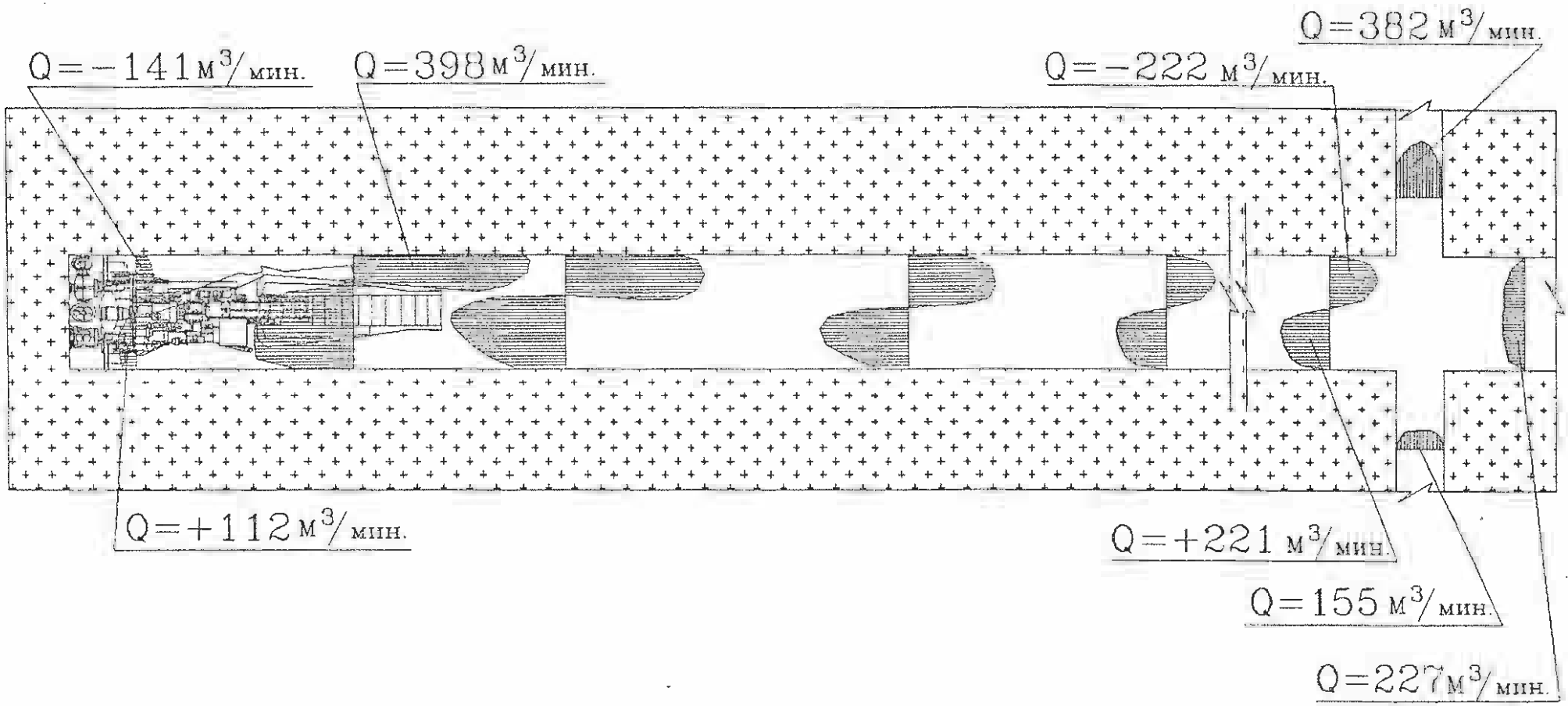


Рис.3.11. Эпюры скоростей и расходы воздуха в тупиковой части выработки при работе забойной вентиляторной установки.

- при разработанной технологии запыленность по длине тупиковой выработки растет от забоя к устью. В то время как при нагнетательном способе наоборот. Это объясняется уменьшением скоростей потоков воздуха, однако концентрация пыли в протяжении выработки не достигает величины, равной концентрация пыли при нагнетательном способе проветривания;

- для повышения надежности проветривания камеры по всей длине наиболее перспективным, исходя из результатов испытаний, является дополнение к размещению вентиляторной установки на комбайне размещение такой же на самоходном вагоне. Это позволит:

а. во-первых, активно проветривать всю длину выработки независимо от гипсометрии пласта,

б. во-вторых, в момент наибольшего выделения вредностей при рубке комбайна и погрузке руды в самоходный вагон в призабойной части находятся две вентиляторные установки, что гарантирует 100 процентный запас надежности системы,

в. в-третьих, при ремонте комбайна проветривание камеры обеспечивается вентиляторной установкой самоходного вагона, установленного возле комбайна.

Продолжение опытно-промышленных испытаний способа активной вентиляции тупиковых горных выработок развивается по следующим направлениям:

- уменьшение габаритных размеров вентиляторной установки при сохранении ее производительности;

- повышения безопасности проветривания за счет резерва вентиляторных установок при размещении второй на самоходном вагоне;

- разработка и согласование в установленном порядке нормативной и технической базы документов, в частности, методологии расчетов основных параметров проветривания по аэрозольному фактору.

Основываясь на результатах аналитических и натурных исследований по применению способа активного проветривания и предложенной технологии выполнения данного способа, методология расчетов основных параметров по аэрозольному фактору строиться так:

1. Расход воздуха, необходимый для подачи в призабойное пространство, должен быть, с одной стороны, достаточен для снижения запыленности, а с другой – скорость воздуха в очистной выработке не должна превышать установленных норм (4 м/с), поэтому выражение имеет вид:

$$Q_з < 4\ S_в\ , \qquad (3.42)$$

где $Q_з$ – расход воздуха подаваемого в призабойное пространство, $м^3/с$; $S_в$ – сечение выработки, $м^2$.

Сечение выработки для активного способа проветривания должно быть разделено на два, так как по одной половине воздух поступает в призабойное пространство, а по второй – выходит. Следует учесть тот факт, что до 70 % сечения выработки в призабойном пространстве занимает проходческое оборудование, поэтому воздух может двигаться только по 0,3 $S_в$. В результате уравнение (3.43) пресбразуется:

$$Q_з = 0,6\ S_в\ ,\ м^3/с, \qquad (3.43)$$

или

$$Q_з = 36\ S_в\ ,\ м^3/мин, \qquad (3.44)$$

Таким образом, для снижения запыленности необходимо подавать максимальный расход воздуха, но не более чем полученный по (3.43 или 3.44). Этой же величине должна быть равна производительность вентиляторной установки, расположенной у забоя.

2. Расчет дальнобойности струи воздуха, выходящей из вентиляторной установки. Выполняется по известным методикам [23, 176, 298 и т.п.]. Требуемая дальнобойность – не менее длины призабойного оборудования. Так как, если отброс масс пылевоздушной смеси из вентиляторной установки, выхлоп которой расположен на конце призабойного оборудования, осуществить на расстояние большее длины комбайнового комплекса, то, с учетом свободных 30 % сечения призабойной зоны, соотношение запыленного воздуха к поступающему, будет более 1/3.

Следовательно, в призабойное пространство поступит в данный момент воздух из зоны, находящейся в промежутке между местом воздухозабора и местом отброса пылевоздушной смеси.

3. Расход воздуха, подаваемый в выработку должен быть не менее, чем найденный из условия минимальной скорости в очистных и подготовительных выработках (норматив = 0,15 м/с). Здесь расход должен быть не менее:

$$Q_{ус} = 0,15\ S_в\ ,\ м^3/с, \qquad (3.45)$$

или

$$Q_{ус} = 9\ S_в\ ,\ м^3/мин, \qquad (3.46)$$

Таким образом, методологически обеспечивается полный цикл технологии проветривания. Расчетами обеспечиваются все основные параметры.

Данная технология проветривания не только позволяет существенно снизить запыленность в призабойном пространстве, но и добиться снижения энергетических затрат, а также материальных ресурсов - трубопровод и вентилятор ВМП сокращаются, не требуются пускатели и кабель. Удельные энергозатраты снижаются с 3,7-4,1 до 2,1-2,7 кВт/тонну.

Повышается безопасность ведения горных работ тем, что отставание средств проветривания от забоя не происходит, так как вентиляторная установка перемещается вместе с очистным оборудованием.

Количество воздуха, участвующее в проветривании призабойного пространства значительно больше, чем при применении нагнетательного, всасывающего и комбинированного способов. Поэтому, достаточно активно выноситься аэрозоль из призабойного пространства. И этот процесс не ухудшается по мере роста длины тупиковой горной выработки, что существенно отличает разработанный способ от существующих. И, в то же время, энергетические затраты на проветривание снижаются, что обусловлено отсутствием потерь связанных с использованием трубопровода.

3.3. Энергосберегающие аспекты нормализации аэрозольного состава рудничной атмосферы.

Аэрозольная обстановка в рудничной вентиляционной сети, как показывают многолетние исследования, в исходящих струях достаточно стабильна во времени. Она имеет значительные колебания в пределах рабочих зон, в очистных и в подготовительных выработках, а также колеблется, в зависимости от времени года, на входящих струях рудника.

Колебания запыленности в пределах рабочих зон, в очистных и в подготовительных выработках связаны с производственным процессом. При остановленном оборудовании сюда поступает и выходит воздух с низкой концентрацией, близкой к входящей струе. При работе оборудования к величине концентрации в воздухе входящей струи прибавляется запыленность, вызванная разрушением пород. Аэрозольный состав воздушной среды меняется в сотни раз.

Энергия, затрачиваемая на перемещение аэрозольного потока, пропорциональна скорости его, возведенной в третью степень, что следует из уравнения (3.47):

$$N = h \cdot Q = R \cdot Q^2 \cdot Q = R \cdot \vartheta^3 \cdot S^3 = \alpha \cdot P \cdot L \cdot \vartheta^3, \qquad (3.47)$$

где N – затраты энергетической мощности на перемещение потока запыленного воздуха, кВт; h – затрачиваемая депрессия, даПа; Q – перемещаемый расход, $м^3/с$; R – аэродинамическое сопротивление, $Нс^2/м^8$; S – сечение, занимаемое потоком, $м^3$; α – аэродинамический коэффициент трения, $Нс^2/м^6$; P – периметр сечения выработок, м; L – длина выработок, м; ϑ – скорость потока, м/с.

Поэтому нам представляется возможным осуществить снижение затрат на основе уменьшения скорости запыленного потока, реализованного, например, за счет увеличения площади сечений выработок.

В условиях действующих рудников изменение сечений основных выработок, как правило, невозможно, они должны быть достаточно устойчивыми. Следует рассмотреть возможность применения для этого процесса некоторой части выработок в пространствах рабочих зон.

Следует отметить, что чем выше концентрация аэрозольных час-

тиц, тем эффективнее данное мероприятие при одинаковой затрачиваемой N = const. Так как одновременно снижается скорость витания частиц, и их концентрация падает, а, следовательно, происходит обеспыливание потока, можно записать:

$$\vartheta^3_2 = \vartheta^3_1 * \kappa_{зат}, \qquad (3.48)$$

$$\kappa_{зат} = \vartheta^3_2 / \vartheta^3_1, \qquad (3.49)$$

где $\kappa_{зат}$ – коэффициент затрат энергии на процесс снижения запыленности воздуха с помощью уменьшения скорости потока; ϑ_2 и ϑ_1 – соответственно скорость потока в узком и расширенном сечении, м/с.

Таким образом, если скорость пылевоздушного потока снизить в десять раз, то затраты на его перемещение сократятся в 1000 раз, и наоборот. Воспользовавшись уравнением (3.47), при известных депрессиях и расходах воздуха, приходящихся на рабочие зоны калийных рудников, определено, что в среднем затраты потребляемой электроэнергии могут быть уменьшены на 5 – 6 кВт*час. Если учесть, что на рудниках от 20 до 30 рабочих зон, то экономия может составить до 100-180 кВт*час. При существующих общерудничных затратах в пределах 2000-2500 кВт*час, экономия не превышает 8 %. Однако, наряду с экономией энергии, предложенный метод позволяет нормализовать аэрозольный состав воздуха. Нужно учитывать оба эффекта.

Основные источники выделения аэрозоля в пространства рудников сосредоточены в местах отбойки горной массы – рабочих зонах. Наиболее целесообразно практически в границах рабочих зон по пути движения исходящей струи выпускать аэрозольный поток в выработки с увеличенным сечением, а затем удалять далее по струе.

На первый взгляд мы имеем дело с исходящей струей, и очищать ее от аэрозоля дополнительно не требуется, но с точки зрения энергосбережения такой процесс необходим. Его применение безопасно в условиях сквозных выработок, аэродинамически связанных между собой и с вентиляционными выработками. Поэтому система горных выработок, способствующая снижению запыленности, должна представлять собой по ходу струи:

- выемочный штрек в пределах рабочей зоны,
- несколько параллельных камер, за счет которых скорость падает,
- вентиляционные штреки (один или два) в границах рабочей зоны.

Если отработка ведется длинными очистными столбами, то в качестве предложенной системы должно выступать закрепное пространство лавы. Данные системы можно назвать «буфером».

Такой буфер эффективен, потому что:

1. В нем происходит снижение сопротивления движению воздуха, например, в параллельных камерах:

$$R_{общ} = R_{кам}/n^2 \ , \qquad (3.50)$$

где $R_{общ}$ – сопротивление буфера, $нс^2/м^8$, $R_{кам}$ – сопротивление одной камеры, $нс^2/м^8$; n – количество камер.

Если в пределах рабочей зоны со стороны исходящей струи 4–5 пар камер, то сопротивление буфера менее сопротивления камеры в 60–100 раз.

2. Скорость воздуха снижается от нормативной величины – 0,15 м/с, до:

$$\vartheta_{пот} = \vartheta_{кам} / \ n = 0,15/ \ n \ , \qquad (3.51)$$

где $\vartheta_{пот}$ – реальная скорость потока, м/с, $\vartheta_{кам}$ – нормативная скорость потока в камере, м/с, n – количество камер. При приведенных выше условиях (4–5 пар камер) скорость снизиться до 0,022–0,015 м/с. Столь ничтожная скорость позволит на небольшом расстоянии, менее длины камеры, осадить весь достаточно крупный аэрозоль, так как скорость витания его многократно выше (для сильвинитовых и карналлитовых руд до 0,07 м/с [132, 234]).

За счет уменьшения общего сопротивления движению воздуха, а также скорости потока, снижаются энергозатраты и параллельно очищается воздух от аэрозолей. Данный эффект, несомненно, полезен и во входящей струе, поступающей в рабочую зону, так как в большинство рабочих зон воздух поступает по транспортному и конвейерному штрекам. В прохладное время года на транспортном штреке, из-за интенсивного движения машин, и на конвейерном штреке, из-за перегру-

зов руды, запыленность воздуха может достигать 200-400 мг/м^3.

В границах рабочих зон со стороны поступающей струи, как правило, имеется целая система выработок - выемочные штреки, разрезные и вспомогательные выработки, все они аэродинамически связаны. Полное использование этих выработок позволяет создать буфер перед очистными работами. Тем самым добиться снижения запыленности входящей струи.

В границах рабочей зоны по возможности должно быть два буфера для снижения запыленности воздуха, один до места ведения горных работ, другой - после. Так чтобы после выхода воздуха из рабочей зоны на исходящую струю его аэрозольный состав был близок по параметрам к поступающей струе.

Таким образом, нормализуется аэрозольная обстановка в пределах рабочих зон.

Поступающий с поверхности в рудник воздух не является достаточно чистым.

Так в ходе проводимых исследований зафиксировано, что, особенно летом, с поверхности поступает пыль, образующаяся на промышленной площадке вблизи воздухоподающих стволов (движение транспорта, сварочные работы, такелажные и др. операции). Причем концентрация ее в несколько раз выше ПДК. Свойства этой пыли в значительной степени отличаются от свойств аэрозолей, образующихся в калийных рудниках [12, 234, 236]. В ней встречаться токсичные элементы.

Таким образом, в свежей струе:

- летом появляется пыль, приносимая из атмосферы (эта пыль, как правило, значительно токсичнее внутрирудничной);
- зимой усиливаются процессы взметывания и переноса пыли, так как снижается относительная влажность воздуха.

В исходящей струе этих отрицательных процессов не наблюдается. Естественный вывод: - для нормализации и стабилизации общерудничной аэрозольной обстановки необходимо использовать воздух исходящей струи, добавляя его в нужных количествах к свежей струе.

Таким образом, частичное повторное использование воздуха необходимо для решения проблем повышенной запыленности рудничной атмосферы. Следующим этапом исследований должна стать оценка роли аэрозольного фактора в формировании требуемого состава атмосферы при повторном использовании воздуха.

3.4. Роль аэрозольного фактора в единой системе формирования требуемого состава атмосферы при повторном использовании воздуха.

На основе изучения формирования аэрозольной обстановки в подземных пространствах калийных рудников показано, что главным объектом пылевыделения, определяющем содержание пыли в исходящих струях, являются рабочие зоны. Существенный вклад в увеличение запыленности вносит поступающая в рудник струя. Поэтому для снижения концентрации пыли, как правило, не целесообразно усиливать подачу воздуха с поверхности.

Предпочтительнее обеспылить (за счет осаждения аэрозолей) огромные объемы воздуха, находящегося в руднике, и более интенсивно его использовать для разбавления вновь образующейся пыли.

Предложены способы снижения запыленности воздуха, которые основаны на резком снижении скорости потока на некотором участке вентиляционного пути как перед рабочими зонами, так и после них. Эти способы реализуются путем организации специально рассчитанных пылеосадительных зон – «буферов», в них возможно добиться снижения запыленности исходящей струи практически до любого необходимого значения.

Масштабы применения этих способов могу изменяться от одиночной выработки до системы выработок, представляющей рабочую зону, несколько рабочих зон, крыло или рудник в целом.

Выполнено моделирование с изменением масштабности применения частичного повторного использования воздуха, с использованием модернизированной модели (3.1 – 3.41) в части замены порядка расположения зон. А именно, зона, где моделируется выделение аэрозоль-

ной примеси, располагается посредине моделируемых выработок. Это соответствует представлению о том, что рабочие зоны, как правило, делят вентиляционный путь на входящую и исходящую струи практически равной длины.

В результате, получена зависимость, позволяющая определить концентрацию примеси в сечении выработки на некотором удалении от источника ее образования:

$$C_s = k\, J_s\, (Q_n - Q_m)\, t / L^4 \; ; \qquad (3.52)$$

где C_s – концентрация примеси в i-м сечении выработки, мг/м^3; k – передаточный коэффициент, учитывающий характер примеси (для соляной аэрозоли он может быть принят 0,002-0,0006, для газа 0,01-0,007); J_s – интенсивность образования аэрозольной примеси, мг/м^2; L – расстояние от источника выделения примеси, м; Q_n и Q_m – соответственно расход воздуха в сечении, где выделяется примесь и в выработке на расстоянии L, м^3/с; t – время выделения примеси, с.

При анализе (3.52) становиться очевидным, что процесс растворения примеси происходить интенсивнее с увеличением протяженности системы горных выработок. В определенном соотношении Q_n и Q_m, можно добиться постоянного уровня концентрации C_s при изменении J_s, так как в процессе участвует как свежая струя Q_n, так и повторно используемая Q_m . Преобразовав (3.52) с использованием отношения Q_m / Q_n, выражающего коэффициент повторного использования воздуха, получим:

$$(1 - Q_m/Q_n) = L^4\, C_s / k\, J_s\, t \; ; \qquad (3.53)$$

Это уравнение дает представление о том, что и при частичном повторном использовании воздуха главенствующую роль в формировании постоянной и достаточно низкой аэрозольной обстановки играет протяженность системы горных выработок.

Если осуществлять подбор расходов воздуха (поступающего в систему вентиляции и используемого повторно), при максимальных длинах вентиляционного пути достигается содержание примесей в ат-

мосфере на уровне значительно ниже ПДК. Если в (3.53) исключить временной показатель, то получим описание стационарного процесса:

$$(1 - V_m/V_n) = L^4 C_s / k J_s ; \qquad (3.54)$$

где V_n и V_m – соответственно объемы воздуха поступающего в систему вентиляции и используемого повторно, $м^3$.

При увеличении объема воздуха, используемого повторно, объем воздуха, подаваемый для проветривания системы горных выработок, может быть значительно уменьшен. Учитывая тот факт, что калийные рудники большой мощности имеют объемы подземных пространств от 400 до 800 тыс. $м^3$, и если даже некоторая часть этих объемов будет использована повторно, то это существенно скажется на энергопотреблении вентиляторными установками.

Таким образом, масштабность частичного повторного использования воздуха должна быть, по возможности, максимальной, насколько позволяют условия эксплуатации рудников. Только в этом случае гарантированно достижение постоянства концентрации аэрозоля.

Однако, следует заметить, что не весь воздух проходит через рабочие зоны, в рудниках имеются значительные утечки. Эти утечки возникают и из выработок, в которых происходит пылеобразование (главные и панельные конвейерные и транспортные штреки), особенно в зимний период количество пыли очень существенно (до 200 $мг/м^3$). Поэтому наблюдается повышенное содержание аэрозоля в общешахтной исходящей струе (до 50–70 $мг/м^3$).

Для предотвращения повышения концентрации пыли (вследствие утечек) в воздухе, направляемом на повторное использование, следует применить общешахтный «буфер», для окончательного пылеосаждения. Принцип работы этого «буфера» не отличается от описанных ранее. Однако, продолжительность его использования многократно больше, чем применяемых в рабочих зонах. Поэтому, необходимо устройство его в устойчивых горных породах, по специальному проекту, с расчетом параметров выработок на длительный срок. Такой «буфер» может представлять из себя блок, отработанный с оставлением столбчатых целиков (рис. 3.12). Например, данная система воздухоподго-

товки использовалась в подземной лечебнице рудника БКПРУ-4 ОАО «Уралкалий». Во время испытаний она показала высокую эффективность. Проветривание такого блока происходит по диагонали. Воздух подается с одного угла блока и выходит с другого. Струя постепенно расширяется, теряет скорость и основную часть пыли, затем, постепенно сужается.

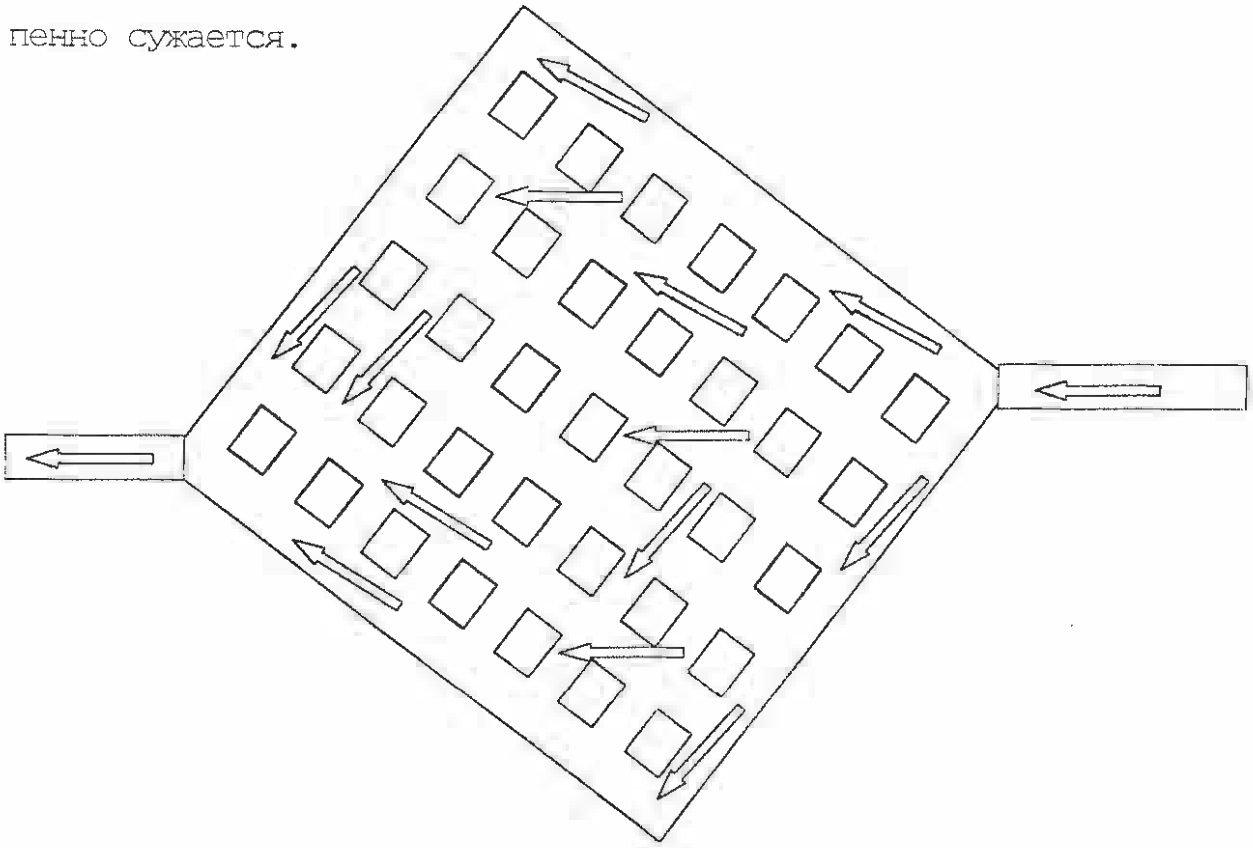


Рис. 3.12. Схема и принцип работы пылеосадительного «буфера».

Применение масштабной системы проветривания и участковых и общешахтных пылеосадительных «буферов», как специально выполненных, так и с использованием отработанного пространства, или, например, камер большого сечения, достаточно часто проходимых в рудниках Верхнекамского месторождения, позволяет добиться аэрозольной обстановки значительно лучшей, чем существующая. Это подтверждается предварительными расчетами (3.52 - 3.54), результаты которых относительно рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий», оказались близкими к параметрам, замеренным при экспериментальном частичном повторном использовании воздуха в этом руднике. Запыленность в струе воздуха, подаваемой на повторное использование, не превышала 10-15 мг/м^3, а в среднем за неделю содержание пыли было на уровне ПДК.

При выполнении эксперимента в руднике использовались участко-

вые «буферы», естественным образом организованные из отработанных но не погашенных камер, а в качестве общешахтного «буфера» – сис тема из 6 параллельных вентиляционных выработок на каждом крыл рудника. Причем суммарная длина этих выработок превышает 8 км.

Принципиальная схема экспериментального проветривания рудник БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» приведена на рис. 3.13.

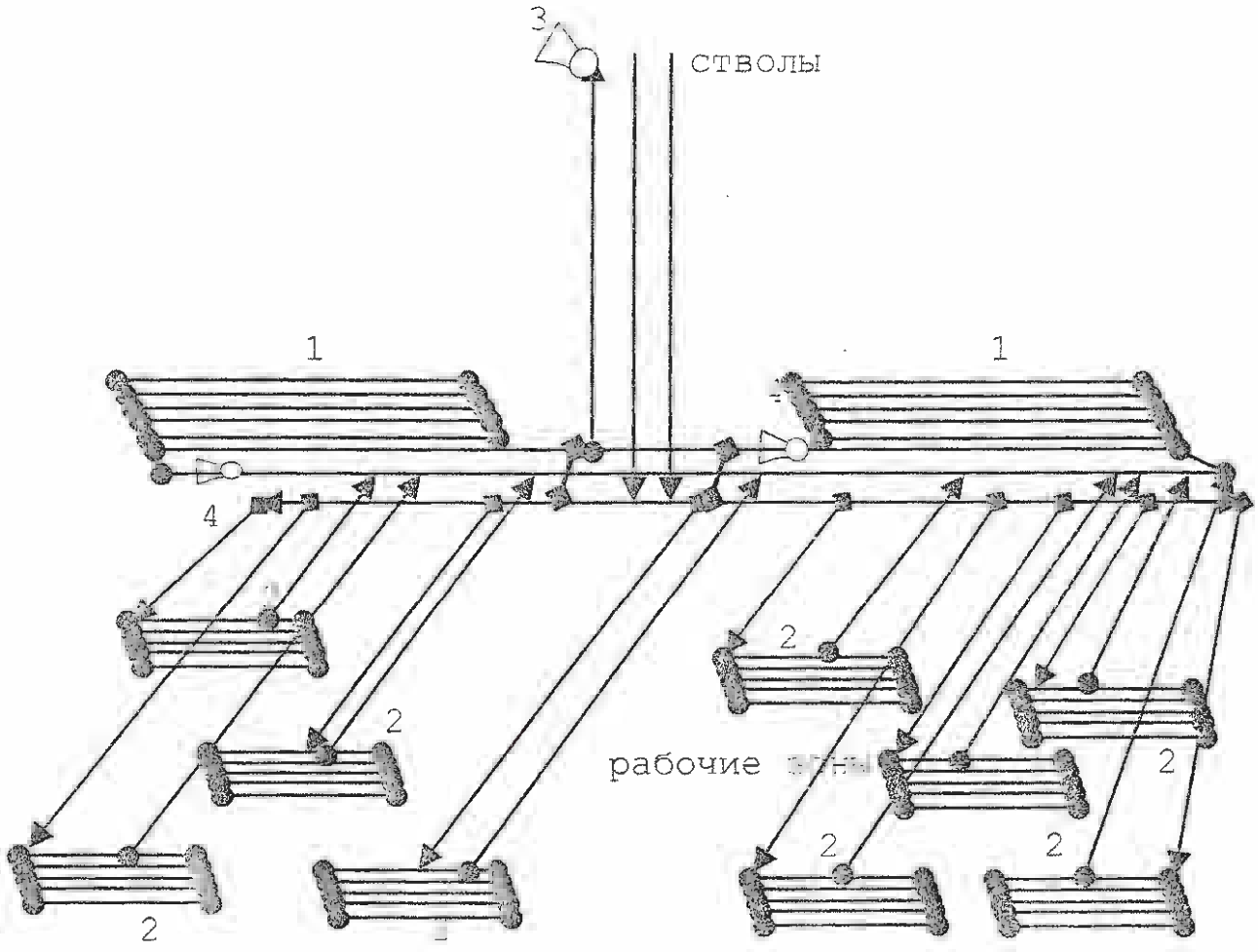


Рис. 3.13. Принципиальная схема экспериментального проветривани рудника с частичным повторным использованием воздуха, общешахт ными – 1 и участковыми – 2 «буферами», и поверхностной 3 и двум подземными вентиляторными установками 4.

Все выполненные исследования, безусловно, подтверждают то, чт частичное повторное использование воздуха не только не ухудшае аэрозольную обстановку, а наоборот, без его применения достичь су щественного улучшения среды обитания, особенно требуемых показате лей состава рудничного воздуха, не представляется возможным бе существенного увеличения энергетических затрат, которых нет.

3.5. Выводы.

1. Доказано аналитическими и натурными исследованиями, чт процессы массопереноса взвешенной примеси в элементах системы вы работок подземного пространства, имеющих максимальные показател запыленности – тупиковых горных выработок при непрерывной отбойк руды, существующими способами проветривания, не могут быть стол активизированы, чтобы аэрозольная обстановка в их призабойной час ти существенно улучшилась.

2. Улучшение аэрозольной обстановки в призабойных пространст вах тупиковых и сквозных горных выработок достигается путем вовле чения в процесс массообмена и массопереноса не только воздушны потоков подаваемых в забой, но и всего объема воздуха, заключенно го как в данной, так и в близлежащих выработках. При этом коэффи циент использования воздуха возрастает с 0,4-0,7 до 5-8, т.е. в 7 20 раз.

3. Для определения необходимого количества воздуха, подавае мого в призабойное пространство, по аэрозольному фактору, прихо диться воспользоваться показателем максимально допустимой скорост воздушного потока, так как даже при максимальном воздухообмене н возможно снизить запыленность до нормируемых параметров. В тож время в выработку достаточно поступление воздуха с расходом, най денным по показателю минимально допустимой скорости потока.

4. Для снижения концентрации аэрозолей во входящих и исходя щих струях рабочих зон необходимо резко снизить скорость воздушны потоков, создав своего рода «буфера», в которых выпадает основна пыль. Эти объекты представляют из себя систему аэродинамическ связанных и подконтрольных службам рудников горных выработок пределах границ рабочих зон. Снижение скорости запыленных воздуш ных потоков не только позволит облегчить аэрозольную обстановку но и уменьшить затраты энергии на проветривание. Особенно это процесс эффективен при частичном повторном использовании воздуха.

4. РУДНИЧНЫЙ МИКРОКЛИМАТ.

Анализ материалов и исследований по формированию микроклиматических параметров в калийных рудниках, выполненный в разделе 1.3 показал:

1. Для рудников Старобинского месторождения наиболее существенной является нормализация микроклимата в рабочих зонах, особенно в призабойных пространствах горных выработок. В главных и панельных воздухоподающих выработках требуется некоторая коррекция температурно-влажностного режима, в исходящих струях параметры воздуха стабильны и они не выходят за рамки принятых нормативов.
2. В рудниках Верхнекамского месторождения естественные процессы формирования микроклимата приводит к его нормализации задолго до рабочих зон, поэтому отклонений от нормативных параметров не наблюдается даже в призабойных пространствах. За исключением охлаждающего эффекта для машиниста комбайна, создаваемого струей воздуха, выходящего из конца нагнетательного трубопровода. Температурно-влажностный режим в воздухоподающих выработках, а, при наличии значительных утечек воздуха, и на исходящих струях (особенно карналлитового пласта) приводит к выпадению и сезонной миграцией большого количества влаги - агрессивных рассолов. Это создает значительные проблемы.
3. В рудниках обоих месторождений в летний - влажный период происходит образование и перенос аэрозолей с интенсивностью меньшей в десятки и сотни раз, чем в зимний - сухой период. Сказываются коагуляционные свойства пыли. Она связывается конденсационной влагой.

Исходя из этого и учитывая энергосберегающие аспекты, регулирование микроклимата рудников требует решения трех основных задач:

1. Минимизации затрат, связанных с поддержанием требуемых микроклиматических параметров в призабойных пространствах очистных и подготовительных выработок.
2. Разработки способов управления тепло-влажностным режимом во

входящих струях рудников.

3. Оценки температурного и влажностного балансов в условиях частичного повторного использования воздуха при циклическом его движении в разномасштабных участках вентиляционных сетей.

Решению этих задач и посвящены исследования, представленные в данной главе.

Микроклимат подземных пространств рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений отличается из-за погодных условий районов Земли, в которых они расположены (Урал и Белоруссия), а также из-за глубины залегания продуктивных пластов.

Нужно проанализировать влияние термодинамических факторов и процессов тепломассообмена (с учетом особенностей обоих месторождений) на безопасность эксплуатации рудников. На базе этого разработать технологические решения, позволяющие снизить негативное воздействие, и реализовать их в единой технологической цепочке с газодинамическими, аэрозольными и аэродинамическими методами управления провстриванием.

Порядок исследований лучше начать с рабочих зон, хотя эта проблема более остро стоит на Старобинском месторождении, но на ее примере лучше проявляются общие решения, которые можно применить в более масштабных участках рудников (панелях, крыльях или во всем руднике).

4.1. Исследование теплофизических параметров атмосферы рабочих зон.

Для рудников Старобинского месторождения важны температурные характеристики воздушной среды призабойных пространств. Так как здесь в стесненных условиях, из-за расположенного энергоемкого оборудования, температура возрастает более допустимого значения (26 ^{0}C).

Следует отметить, что температура массива горных пород в рудниках Старобинского месторождения близка к допустимому значению температуры воздуха (от 18 до 25 ^{0}C) в значительно большей степе-

ни, чем в рудниках Верхнекамского месторождения породы (до 12-1 ^{0}С). Теплообмен с теплыми породами затруднен, а имеющиеся средств и способы проветривания не справляются с выносом тепла.

4.1.1. Тепловой баланс тупиковой выработки.

При движении вентиляционного потока по пути от выемочного штрека к забою и обратно, вследствие термодинамических процессов происходит изменение микроклиматических параметров воздуха.

На примере температурных съемок нагнетательного способа проветривания, проводимых с середины 80^{х} годов (выполнено более 55 измерения при различных режимах работы забойного оборудования), видно, что эти изменения происходят на всем пути следования воздуха по вентиляционной трубе и по выработке.

Определяющими районами, где происходит наиболее значимые изменения, являются призабойное пространство, здесь находится комбайн, и вентиляторная установка пылеотсоса, а также штрек, на котором расположен вентилятор местного проветривания (ВМП).

Специфическим условием термодинамических процессов, протекающих в калийных рудниках, является тепловлагообмен между гигроскопичными породами и воздухом. Большое значение для установления конечной температуры рудничного воздуха имеет изменение влажности его по пути движения по выработке, сопровождающееся поглощением (выделением) тепла из окружающей среды.

Тепловой баланс струи воздуха на всем ее пути, начиная от поступления в вентилятор и кончая выходом из выработки, можно представить следующим уравнением:

$$Q_{в.} + Q_{вен.} + Q_{маш.} + Q_{каб.} + Q_{скр} = Q_{пор} + Q_{о.п.} + Q_{исх.в} \qquad (4.1)$$

где $Q_{в.}$ – количество тепла содержащегося в воздухе, поступающего в вентилятор – ВМП; $Q_{вен}$ – тепловыделение от вентиляторной установки; $Q_{маш.}$ – тепловыделение при работе комбайна; $Q_{каб}$ – тепловыделение кабеля, питающего комбайн; $Q_{св}$ – тепловыделение при работе самоходного вагона; $Q_{пор}$ – количество тепла, поглощаемое окружающими горными породами; $Q_{о.п.}$ – количество тепла, поглощаемое отбитой горной породой; $Q_{исх.в}$ – количество тепла в исходящем воздухе.

Полученное уравнение теплового баланса (4.1) справедливо для стационарного режима, что можно признать упрощенным идеальным случаем. На самом же деле добычные машины периодически используются в течение времени t. Частые включения и выключения машин нарушают установившийся режим. Для этого случая уравнение теплового баланса может быть записано следующим образом:

$$\frac{dQ_{в.}}{dt}+\frac{dQ_{вен.}}{dt}+\frac{dQ_{маш}}{dt}+\frac{dQ_{каб}}{dt}+\frac{dQ_{сг}}{dt}=\frac{dQ_{пор}}{dt}+\frac{dQ_{о.п.}}{dt}+\frac{d(\Delta Q_{исх.в})}{dt}, \qquad (4.2)$$

При частом изменении режима работы механизмов (пуск, остановка, работа над нагрузкой, холостой ход) значительная часть тепла идет на нагрев самой машин. Поэтому при обследовании было зафиксировано продолжение повышения температуры воздуха при остановленном добычном агрегате, что объясняется теплоотдачей узлов комбайна.

Чтобы составить тепловой баланс, находились исходные параметры расчета в натурных условиях по следующей методике.

4.1.2. Методика проведения натурных исследований теплофизических параметров воздушной среды в тупиковых выработках при работе комбайнов.

Использовался опыт подобных исследований в шахтах и рудниках, а также методические решения, отражающие специфику комбайновых очистных и подготовительных выработок, измерялись следующие параметры и величины:

- геометрические размеры выработки (длина, площадь сечения, периметр);
- количество воздуха, всасываемое вентилятором и поступающее в призабойное пространство;
- термодинамические параметры воздуха в основных пунктах на пути его движения (устье, центральная часть, призабойное пространство, выемочный штрек);
- температура породного массива в этих же местах;
- продолжительность непрерывной работы комбайнов и других механизмов;
- средняя скорость проходки.

Замеры параметров проводились по ходу движения воздушного потока в следующих характерных пунктах выработки:

1. Перед всасывающим патрубком вентилятора.
2. На выходе воздуха из нагнетательного воздухопровода в призабойное пространство.
3. На рабочем месте машиниста комбайна и самоходного вагона.
4. В устье выработки в месте сопряжения с выемочным штреком.
5. Измерялся профиль скоростей воздушного потока в основной части выработки.

Температура поверхности обнаженного горного массива измерялась в нескольких точках по длине выработки. Кроме этого измерялась температура пород в отработанных камерах, в которых практически отсутствует воздухообмен и, следовательно, температура поверхности может быть принята равной температуре пород горного массива. Применялся ртутный термометр с ценой деления 0,1 ^{o}C. При измерении температуры он выдерживался в шпуре в течение одного часа.

Проводилось измерение относительной влажности воздуха с помощью аспирационного психрометра. Охлаждающее действие атмосферы определялось как по сухому, так и по мокрому кататермометру во всех замерных пунктах. Замеры продолжались в течение всей рабочей смены через 30 минут.

На основании полученных при замере величин определялось изменение температуры, теплосодержания, влажности, влагосодержания воздуха по пути следования вентиляционного потока. Обработка результатов должна заканчиваться получением эмпирических параметров и коэффициентов, необходимых для расчета, или выводами, имеющими практическое значение для решения поставленных задач.

4.1.3. Изменение теплофизических параметров по ходу струи.

Наблюдается следующее:

1. Воздух в вентиляторе нагревается эквивалентно подводимой энергии с учетом КПД. Здесь не происходит влагообмен, но изменяется теплосодержание воздуха, происходит небольшой нагрев, из-за этого несколько понижается относительная влажность.

2. В трубопроводе изменяется температура за счет трения во время движения и теплообмена с окружающим трубопровод воздухом. Поскольку температура воздуха, выходящего из призабойного пространства, выше температуры поступающего воздуха, то вентиляционная струя на выходе из трубопровода нагревается. Происходит дальнейшее понижение относительной влажности при постоянном влагосодержании.

3. На рабочем месте машиниста комбайна теплосодержание возрастает, так как в призабойном пространстве выделяется большое количество тепла от работающего оборудования.

Качественная сторона процесса тепловлагообмена не зависит от типа применяемого комбайна. Последнее оказывает существенное влияние только на количество передаваемого тепла и регулирует в какой-то степени воздухообмен (так как разные типы комбайнов не одинаково загромождают призабойное пространство).

4. При выходе из призабойного пространства на рабочем месте машиниста самоходного вагона происходит как тепло-, так и влагообмен. Вентиляционная струя отдает часть своего тепла стенкам выработки, отбитой горной массе и воздуху, проходящему по трубопроводу. А избыточная влага поглощается отбитой породой.

5. В основной части выработки и в ее устье все параметры воздушного потока постепенно стабилизируются. Исходящая струя не значительно отличается от поступающей.

6. Далее по ходу вентиляционного пути, параметры воздуха не изменяются, так как нет источников тепло и влаго выделений.

На рис. 4.1 приведены графики изменения теплофизических параметров струи воздуха (t - температуры, J - теплосодержания, φ - относительной влажности и d - влагосодержания) при его движении по трубопроводу к забою и обратно, к устью камеры, по выработке. Нагнетательный способ. Для наглядности весь вентиляционный путь струи приведен в одной плоскости.

Из графиков видно, что в призабойной зоне происходит увеличение температуры при практически постоянном влагосодержании воздуха. Относительная влажность в призабойном пространстве уменьшается.

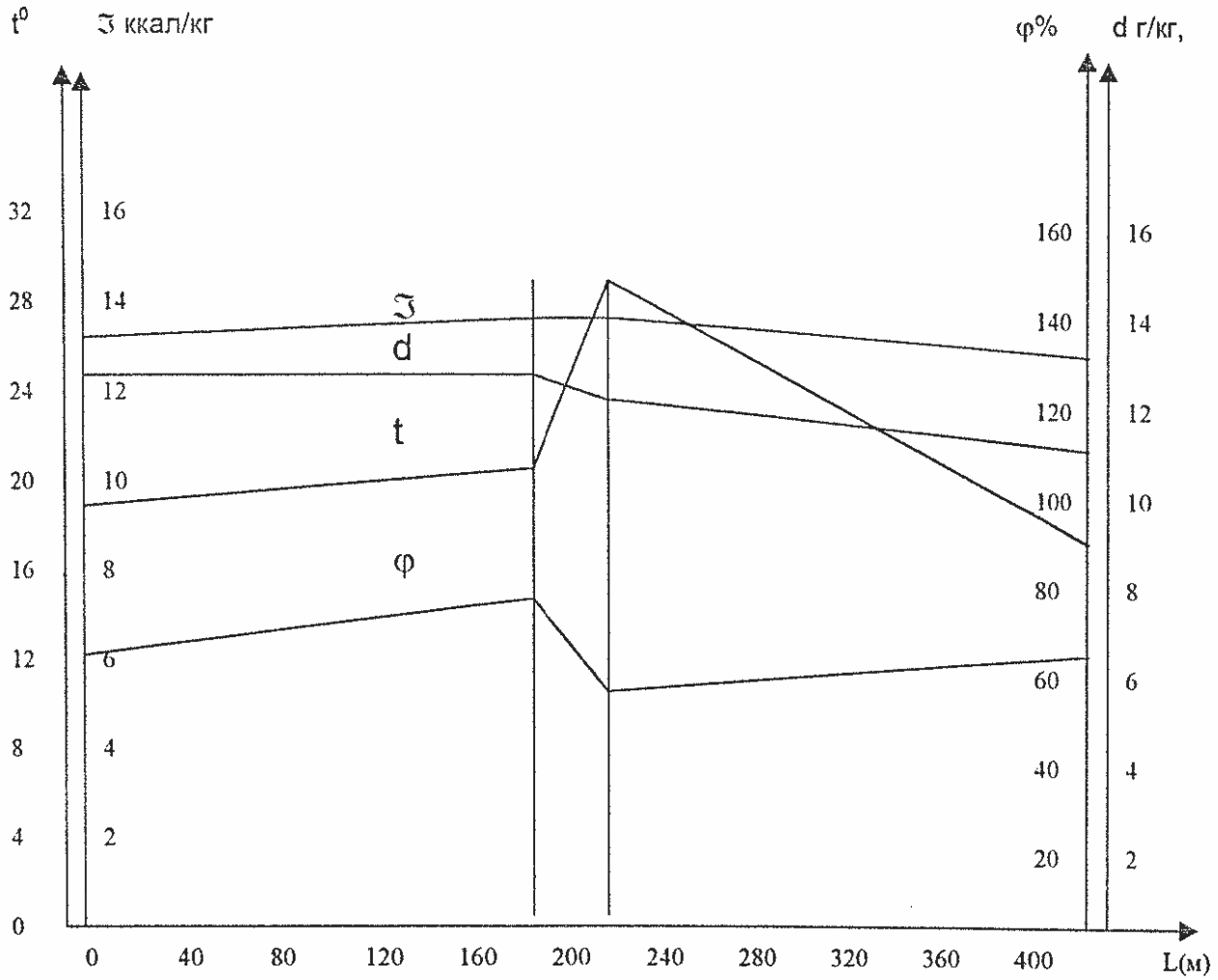


Рис.4.1. Изменение основных параметров струи воздуха при движении по тупиковой горной выработке (при длине 210 м) в рудниках Старобинского месторождения.

Создаются условия для повышения запыленности.

Снижение температуры и увеличение относительной влажности на основном участке выработки – ожидаемый результат, так как в процесс теплообмена участвуют большие поверхности стенок горной выработки. Таким образом, существенно отличается микроклимат в призабойном пространстве и в 10-15 метрах от забоя в выработке.

При работе комбайнов в тупиковых выработках значительная часть подводимой электрической энергии преобразуется в тепло, так как КПД разрушения забоя не превышает 30-40 % [235, 289]. Следовательно, при прочих одинаковых условиях, количество тепла, которое выделяется в призабойное пространство, зависит от мощности применяемого добычного комбайна и его производительности. Технические данные основных типов комбайнов приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1.

Технические данные комбайнов.

Наименование	Урал-20	Урал-10	ПК-8М
Производительность, кг/с	83	66	70
Мощность двигателей, кВт	533	465	220
Скорость движения при работе, м/с	0-20	0-20	2-12
Площадь сечения выработки, $м^2$	15,3-20	8,3-10,5	8,1-8,9

Тепло образуется при механическом разрушении горной массы рабочим органом, а также при работе систем гидравлики и погрузки руды.

В призабойном пространстве, как установлено исследованиями, теплофизические параметры, при увеличении длины выработки более чем 5-6 ее диаметров, изменяются только в зависимости от времени работы комбайна. При коротком ходе идет вынос тепла по выработке на штрек, при длинном – все процессы теплообмена происходят в выработке.

4.1.4. Изменение температуры в призабойном пространстве.

В призабойном пространстве тепловой режим зависит от режима работы комбайна. Известно, что слабым звеном, сдерживающим производительность комбайнов, является доставка горной массы по выра-

ботке. При работе комбайнов с транспортировкой при помощи самоходных вагонов (СВ) время полного цикла движения СВ определяется:

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_{РАЗ.} + \tau_{ЗАГР.} \quad , \qquad (4.3)$$

где τ_1 – время движения груженого СВ; τ_2 – время движения порожнего СВ от места разгрузки к комбайну; $\tau_{РАЗ.}$ – время разгрузки СВ; $\tau_{ЗАГР} = \frac{T(СВ)}{A}$, – время погрузки СВ; T(СВ) – грузоподъемность СВ ; А – производительность комбайна.

С увеличением τ (4.3) комбайн работает не на полную мощность, с увеличением длины хода увеличивается время простоя комбайна.

Частые остановки комбайна влияют на температуру воздуха, несколько снижая ее. Однако, как показали замеры, только после перерыва в работе более 12 часов температура узлов комбайна полностью выравнивается с температурой окружающего воздуха. При включении комбайна, тепло подводимой энергии идет в основном на нагрев массы машины и только незначительная часть на изменение теплового состояния воздуха. Зафиксирован тот факт, что при ежесменной работе комбайна температура в призабойной части выработки меняется менее чем на один градус, и, практически, не зависит от длины хода.

Абсолютные значения температур, которые зарегистрированы службами вентиляции и замерами горноспасателей в забоях тупиковых выработок рудников Старобинского месторождения приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2.

Температура воздуха (^{0}С) в забоях тупиковых выработок, проходимых комбайнами ПК-8 в рудниках Старобинского месторождения.

	СгКПРУ-1	СгКПРУ-2	СгКПРУ-3	СгКПРУ-4
2-горизонт	до 33	до 34	до 33	до 34
3-горизонт	до 36	до 37	до 36	до 38

При замерах температуры не отмечались нарушения проветривания, и длина тупиковых выработок составляла, как правило, не более 300 м.

Первоначальное предположение о снижении температуры в призабойной части выработки, вследствие частых, но непродолжительных остановок оборудования, не оправдались. Теплообмен с окружающим массивом малоинтенсивен. А проветривание призабойной части выработки организуется так, что не способно существенно повлиять на процессы изменения температуры воздуха.

Таким образом, снижение температуры до нормативных значений необходимо только в призабойных пространствах, то есть в ограниченном и загроможденном оборудованием объеме, где нет надлежащего выноса тепла. Для решения этой проблемы нужно подробнее рассмотреть существующие процессы теплообмена и определить методы их совершенствование.

4.2. Совершенствование методов нормализации температуры воздуха в шахтной вентиляционной сети калийного рудника.

Структура теплового баланса для калийного рудника без учета местных источников тепла имеет вид:

$$Q_{ПОСТ} = Q_{АТМ} + Q_{МАСС} + Q_{ЗАКЛ}, \qquad (4.4)$$

где $Q_{ПОСТ}$ – общее количество тепла, поступающее в атмосферу рудника, Гкал/год, $Q_{АТМ}$ – количество тепла, вносимое атмосферным воздухом в рудник, Гкал/год, $Q_{МАСС}$ – количество тепла, образуемое при массообменных процессах в руднике, Гкал/год, $Q_{ЗАКЛ}$ – количество тепла, вносимое закладочным материалом, Гкал/год.

По рудникам Верхнекамского и Старобинского месторождений, которые находятся в совершенно разных климатических зонах, определены примерные показатели теплового баланса. Для рудников Верхнекамского месторождения, при закладке значения в выражении (4.4) принимают вид: 72403 = 27833+22175+21865 Гкал/год, но без закладки, они же равны: 41078 = 27833+13245 Гкал/год. Для рудников Старобинского месторождения 16651 = 1514 + 15137 Гкал/год. То есть участие в образовании тепла массообменных процессов имеет существенную долю – от 30 до 91 %.

Протекание процессов массообмена в калийных рудниках с термодинамической точки зрения имеет две особенности:

- наличие критической упругости водяных паров над поверхностью рассолов приводит к тому, что процессы конденсации (сублимации) происходят при относительной влажности воздуха меньшей, чем соответствующая точка росы (67-73 %);
- при сублимации часть скрытого тепла парообразования, выделившегося при конденсации, затрачивается на растворение солей и образование рассола. При испарении, наоборот, расход тепла на парообразования частично компенсируется теплом, выделившимся при кристаллизации. Здесь следует иметь в виду, что испаряется не весь рассол, а только его водная часть.

Для решения проблем утилизации тепла и его использования необходимо найти решение эффективного теплопереноса и теплообмена, например с воздухом, находящимся в основной части выработок калийного рудника, и окружающим породным массивом. Это возможно выполнить с использованием физико-математической модели взаимодействия потоков и процессов тепломассообмена в них.

4.2.1. Постановка задачи.

При проветривании рудников воздух в подземное пространство поступает с поверхности с температурными параметрами, свойственными данной местности. Следует отметить, что Верхнекамское и Старобинское месторождение находятся в разных климатических условиях. Верхнекамское – район среднего Урала – резкоконтинентальный климат, Старобинское – Припятьская низменность – умеренный континентальный климат. Несмотря на этот факт, процессы теплообмена во внутрирудничной сети проходят по достаточно близким сценариям, что описано в разделе 1.3.

Тепломассообмен наблюдается в начале вентиляционного пути между стесненными струями и поверхностью горного массива, а затем происходит в локальных по размерам местах (там, где работает энергоемкое оборудование, например, в призабойных пространствах – комбайны, приводные станции конвейеров, электроподстанции и т.п.).

В месте взаимодействия струи с разными температурными параметрами, например, направленной из трубопровода в тупиковую выработку, и потока воздуха, выходящего из тупика, происходит интенсивный тепломассообмен. Окружающий породный массив поглощает значительную часть тепла. В призабойном пространстве воздухообмен затруднен из-за нахождения там оборудования (до 70-75 % от объема). Таким же образом выглядят процессы и в местах нахождения другого энергоемкого оборудования.

Существенная неоднородность потоков при наличии большого числа лобовых сопротивлений делает невозможным точное решение задачи в полном объеме. На данном этапе решения рассматривается задача о тепловом взаимодействии потоков воздуха, как между собой, так и с породным массивом в идеальных условиях развитой турбулентности, считая, что пограничный слой на разделах фаз вещества, идентичен, по своим свойствам, с веществом.

При этом определяются процессы взаимодействия потоков, используя приближенные к натурным значениям, параметры температур струй и массива, выявляются существующие скорости теплообменных процессов.

Внесением изменений граничных параметров, за счет создания структур потоков в подземном пространстве. Изыскивается возможность формирования приемлемых потоков и стоков тепла, способствующих эффективному использованию, в основном, тепла Земли.

Однако, в натурных условиях имеет место существенная неоднородность потоков из-за тепловых, аэрозольных и газовых характеристик, мы вынуждены упростить представление, используя понятие идеальный газ.

4.2.2. Температура воздуха в руднике и ее расчет.

Воспользуемся методом Воропаева А.Ф. для определения изменения температура воздуха по длине вентиляционного пути, который позволяет получить следующее уравнение:

$$T = T_0 e^{-AB} + (T_H + \Delta T/B)\ (1 - e^{-AB}), \qquad (4.5)$$

где T – текущее значение температуры для данной точки вент.пути, град, T_0 – начальная температура атмосферного воздуха в околоствольном дворе, град, T_H – температура нетронутого массива, град, ΔT – приращение температуры от абсолютных источников тепла, град,

$$B = KPL/864\gamma Q, \qquad (4.6)$$

где K – коэффициент нестационарного теплообмена, P – периметр выработки, м, L – длина выработки, м, γ – коэффициент теплопроводности, Q – расход воздуха, $м^3/с$, A – тепловой коэффициент влагообмена:

$$A = 1/(1 + 1{,}8\ \varphi n), \qquad (4.7)$$

где φ – критическая относительная влажность, %, n – коэффициент приращения влагосодержания при приращении температуры.

Коэффициент нестационарного теплообмена K может быть найден по формуле:

$$K = \gamma\ (1/2R_0 - 1/\pi\alpha t)/(1 + \gamma\ /(2\alpha\ R_0)^{1/2}), \qquad (4.8)$$

где R_0 – приведенный радиус выработки, м, π – число Пи, α – коэффициент температурспроводности, t – время.

Приняв значение тепловых констант (коэффициентов теплопроводности и температуропроводности) во взаимно перпендикулярных плоскостях постоянными, стандартную задачу теплопроводности можно записать в виде:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a_x \frac{\partial^2 T}{\partial x} + a_y \frac{\partial^2 T}{\partial y}, \qquad (4.10)$$

с граничными условиями третьего рода

$$0 = \frac{\partial T}{dx} - \frac{\alpha}{\lambda x}(T - T_0^n)\Big|_{R=R_0}; \qquad (4.11)$$

$$\lim T(x_1, t) = T_n(y); \qquad (4.12)$$

$$T(t = 0) = T_n(y); \qquad (4.13)$$

где T_0^n – температура поверхности выработки, град.

Выполнение закона Фурье гласит, что плотность теплового пото ка $\mathbf{g}$ пропорцианальна градиенту температуры grad T:

$$\mathbf{g} = - \alpha \text{ grad } T \ , \qquad (4.14$$

где α – коэффициент температуропроводности, или просто температу ропроводность не зависит от grad T (она зависит от агрегатного со стояния вещества, его атомно-молекулярного строения, температур абсолютной, давления, состава и т.п.).

Отклонения от закона Фурье могут появиться при очень больши значениях grad T, вызванных, например, в твердых кристаллически породах высоким давлением. Влияние давления на α твердых тел хорошей точностью выражается линейной зависимостью, причем у мине ралов α растет с ростом давления.

При высоком давлении соляной массив калийной залежи представ ляется как однородная изотропная среда, уравнение теплопроводност в этом случае имеет вид:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = \alpha^2 \Delta T + F/(\rho C_v) \ , \qquad (4.15$$

где F – заданная плотность тепловых источников, ΔT –оператор Лап ласа для теплопроводности, ρ – плотность среды, C_V – теплоемкост среды при постоянном объеме.

В стационарном состоянии, когда теплопроводность не меняетс со временем, уравнение теплопроводности переходит в уравнение Пуа сона:

$$\Delta T = F/\alpha^2 \ , \qquad (4.16$$

при отсутствии источников теплоты в уравнение Лапласа:

$$\Delta T = 0 \ , \qquad (4.17$$

По мере удаления от воздухоподающих стволов и разветвлени вентиляционной сети резко возрастает поверхность контакта воздух со стенками горных выработок. Скорость воздушных потоков снижает ся. Особенности теплообмена между воздухом и горными породами ка лийных рудников состоит в том, что калийные залежи, как правило представлены мелкослоистыми породами, причем отдельные прослойки

имеют различные теплофизические свойства. Вследствие этого возникает заметная асимметрия температурного поля массива вокруг выработок. На расстоянии 3-4 м от поверхности выработки температура массива в направлении напластования отличается от температуры пород вкрест его простирания 1,5-2^0. Подобная асимметрия вносит существенные погрешности при расчете температурного поля массива. Наблюдения за температурным полем массива в калийных рудниках, выполняемые с середины семидесятых годов, позволили определить величину коэффициентов температуропроводности по напластованию 0,0668 м^2/час и вкрест простирания 0,0277 м^2/час. В то же время, коэффициент теплопроводности меняется для пород разных пластов от 8,98 до 7,35 ккал/(м^{2}час*град). Это необходимо учитывать при расчетах, как и характеристики климатических параметров в районах калийных месторождений, приведенные на рисунке 4.2. Натурные наблюдения в рудниках (рис. 4.3) показывают хорошую сходимость результатов расчета с истинными значениями.

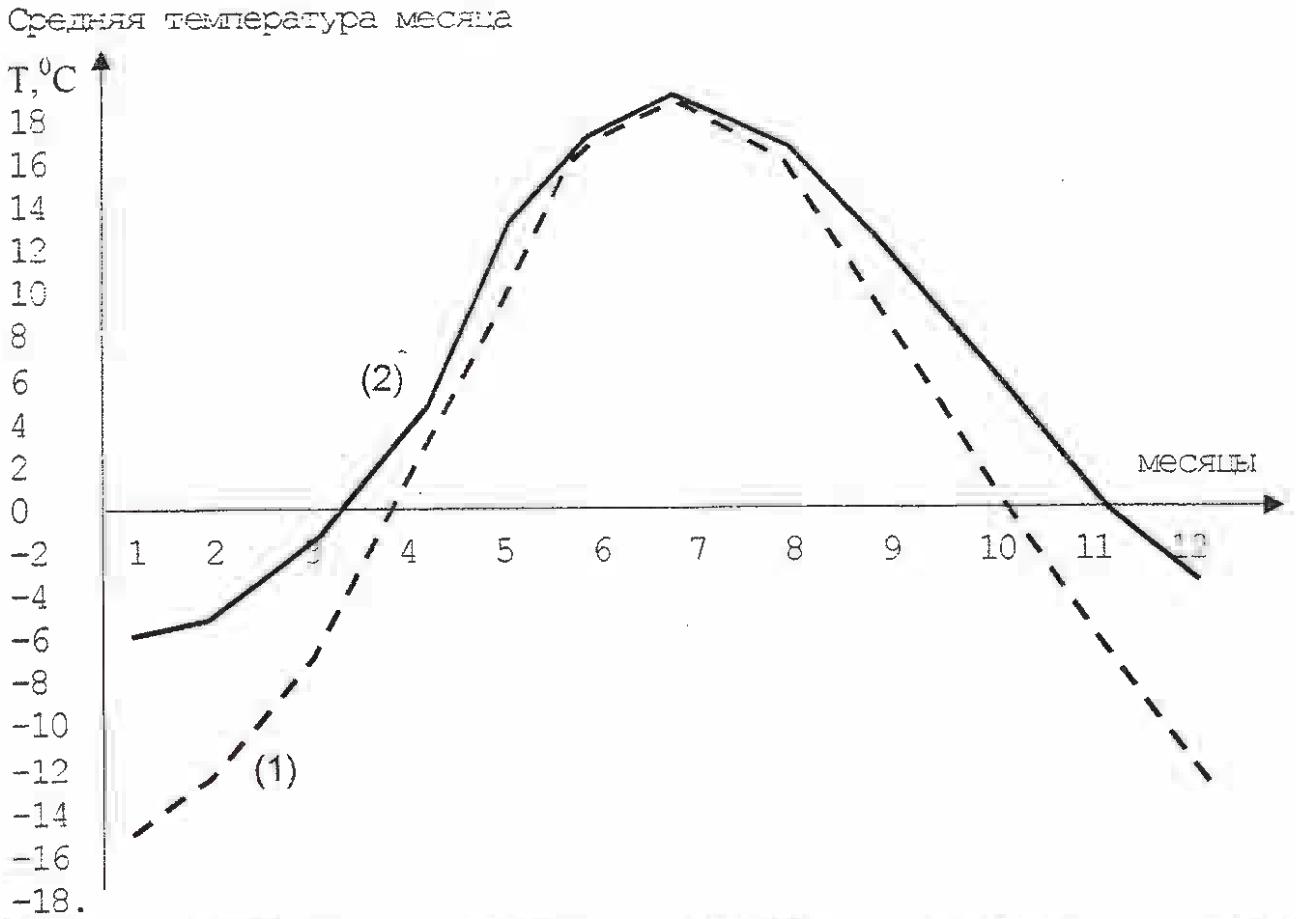


Рис. 4.2. Характеристика климатических параметров в районе Верхнекамского (1) и Старобинского (2) месторождений калийных солей.

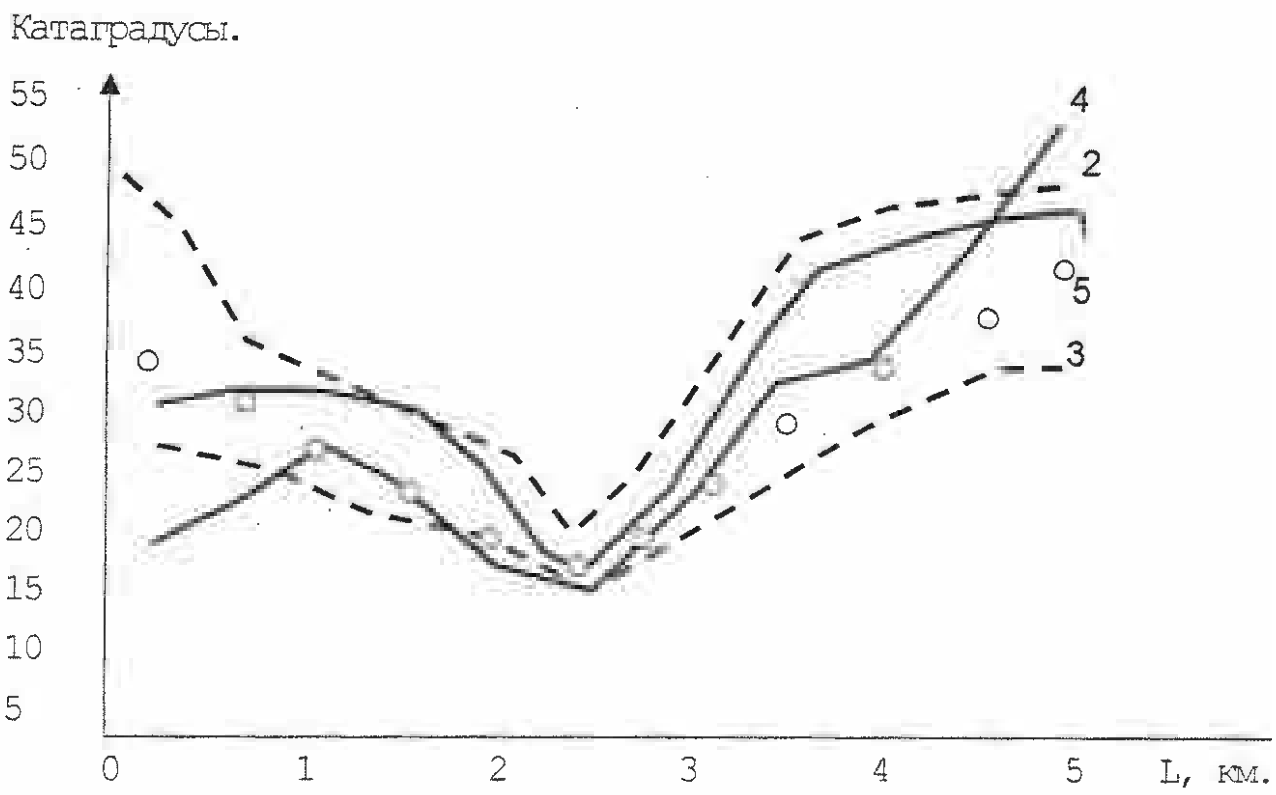


Рис. 4.3. Кататермическая съемка на СКПРУ-1 Верхнекамского (1-лето 2-зима) и СгКПРУ-2 Старобинского (3-лето, 4-зима) месторождени калийных солей, и расчетные значения температуры (5) воздуха п длине вентиляционного пути.

Для приближенных инженерных расчетов температуры воздуха калийном руднике можно использовать следующее уравнение, являющее ся модернизацией (4.5) с учетом (4.6–4.16):

$$T = T_0 e^{-2,9} + (T_н + \Delta T/8,78)(1 - e^{-2,9}), \qquad (4.18$$

4.2.3. Теплообмен в подземном пространстве рудника.

Физико-математическая модель строится с допущением, что теп лообмен происходит в полости (части выработки, в которую поступае входящая струя воздуха с поверхности) при наличии источника тепл (привода конвейера или комбайна) внутри полости (рис. 4.4).

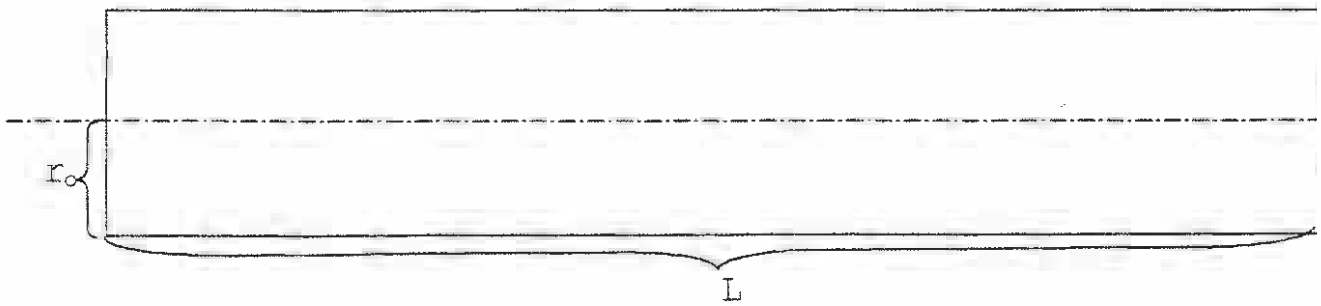


Рис. 4.4. Схема к составлению модели теплообмена.

Предполагается, что $L \gg r_o$, тогда поверхностный теплообмен $S=2\pi r_o L$. Объем полости $V = \pi r_o^2 L$;

W – производство тепла в единицу времени на единицу объема Дж/(с·м^3).

В начальный момент времени температура массива и воздуха внутри полости равны T_∞ (температуре «не потревоженного» массива).

Цель задачи – рассчитать, как меняется температура воздуха внутри полости с течением времени (нестационарный теплообмен, сопряженная задача теплообмена).

Для массива можно записать:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = X_m \frac{1}{r}\frac{\partial}{\partial r}\left(r\frac{\partial T}{\partial r}\right) , \qquad (4.19)$$

где X_m – температуропроводность массива, T – температура массива на поверхности полости – границе раздела с воздухом.

Температура воздуха предполагается одинаковой по всей полости и, стало быть, равной температуре массива на границе.

Плотность потока тепла в массив:

$$j = -C_B^M X_m \left.\frac{\partial T}{dr}\right|_{r=r_0} , \qquad (4.20)$$

где C_B^M – объемная теплоемкость массива.

Измерение теплосодержания Q воздуха в полости равно:

$$\frac{\partial Q}{\partial t} = -j \cdot S + W \cdot \frac{V}{S} , \qquad (4.21)$$

Убыль тепла происходит за счет j, а поступление тепла за счет W, тогда:

$$Q = C_V^B T_{r=r_0} \cdot V, \qquad (4.22)$$

где C_V^B – объемная теплоемкость воздуха.

Подставляя в (4.21) Q, V, S и j, получим:

$$\left(-\frac{W}{C_V^B} + \frac{\partial T}{\partial t}\right)\Big|_{r=r_0} = \frac{2C_V^M X_m}{C_V^B r_o} \cdot \left.\frac{\partial T}{dr}\right|_{r=r_0} , \qquad (4.23)$$

Введем безразмерные переменные $[r]=r_0; [t]=r_0^2 \setminus X_m$

Получим:

$$\left(-a+\frac{dT}{\partial t}\right)\Big|_{r=1}=b\,\frac{\partial T}{dr}\Big|_{r=1}\quad , \tag{4.24}$$

где

$$в\equiv\frac{2C_V^m}{C_V^B}\quad и\quad a\equiv\frac{Wr_0^2}{C_V^B X_m}\quad . \tag{4.25}$$

Уравнение теплопроводности в массиве будет иметь вид:

$$\frac{\partial T}{\partial t}=\frac{1}{r}\frac{\partial}{\partial r}\left(r\frac{\partial T}{\partial r}\right)\quad , \tag{4.26}$$

Пусть T отсчитывается от T∞. В этом случае начальные услови

$$T(r,t=0)=0\,, \tag{4.27}$$

Задача математически сформулирована, так как уравнение (4.26) граничными условиями (4.25) и начальным условием (4.27). Удобн решать эту задачу с помощью преобразования Лапласа.

Представим:

$$\tau(r,p)=\int_0^{+\infty}e^{-pt}T(r,t),\ \mathrm{Re}\ p\rangle 0. \tag{4.28}$$

где Re - число Рейнольдса.

Получим:

$$\begin{cases}\tau''+\dfrac{1}{r}\tau'+(-p)\tau=0-уравнение\,(изобр.)\\ \left(-\dfrac{a}{p}+p\tau\right)\Big|_{r=1}=в\,\dfrac{\partial\tau}{\partial r}\Big|_{r=1}-гран.усл.(изобр.)\end{cases}$$

Уравнение Бесселя имеет решение:

$$\tau(r,p)=c_1J_0\left(r\sqrt{-p}\right)+c_2N_0\left(r\sqrt{-p}\right)\quad , \tag{4.29}$$

где J_0 и N_0 функции Бесселя и Неймана 0-го порядка, C_1 и C_2 - посто янные.

Задача определена при r≥1. Однако, она не лишена смысла и пр r ∈ [0; 1]. Например, вся полость представляет собой пористый ма териал той же X_m, что и для массива. В этом случае необходимо по требовать ограниченности τ при ŕ=0.

Значит, следует положить C_2=0, то есть $\tau(r,p)=c_1J_0\left(r\sqrt{-p}\right)$

Подставляя в граничные условия для τ, получим:

$$C_1 = \frac{a}{p\left(pJ_0\left(\sqrt{-p}\right) + b\sqrt{-p}J_1\left(\sqrt{-p}\right)\right)}, \qquad (4.30$$

здесь учтено, что $J_0' = -J_1$.

Значит:

$$\tau(r,p)\big|_{r=1} = \frac{a/p}{p + b\sqrt{-p}\dfrac{J_1\left(\sqrt{-p}\right)}{J_0\left(\sqrt{-p}\right)}}. \qquad (4.31$$

Оригинал T(r,t) находится по τ(r,p) обращением преобразовани Лапласа:

$$T\left(r=1,t\right) = \frac{1}{2\pi i}\int_{\varphi-i\infty}^{\varphi+i\infty}\tau\left(r,p\right)\big|_{r=1}e^{Pt}\,dp\ , \qquad (4.32$$

Воспользовавшись (4.30 и 4.32) и подставив известные значени основных параметров тепломассообмена воздуха и соляного массив [123, 266], можно построить графики изменения температуры воздух в призабойном пространстве в зависимости от:

1. Времени работы оборудования (рис. 4.5);

2. Размеров зоны взаимодействия между потоками теплого и хо лодного (поступающего) воздуха, и их с поверхностью горных выработок (рис. 4.6).

4.2.4. Анализ результатов расчетов для призабойного пространства.

На рис. 4.5 представлены графики результатов расчета теплооб мена в призабойном пространстве при постоянном отставании трубо провода (L = 15-20 м) от забоя. Изменение температуры в течени времени происходит из-за тепловыделения с поверхности комбайна Выноса теплового потока струей воздуха, а также снижение темпера туры в результате контакта воздуха с окружающим массивом.

Процесс теплообмена в призабойном пространстве в таких усло виях приводит к постепенному возрастанию температуры воздуха. Т есть, если продолжительность работы комбайна стремиться к беско нечности, то наблюдается постоянный рост температуры воздуха. Тем пература в начальный момент времени растет несколько медленнее Это объясняется высокой теплоприемной способностью, как воздуха так и окружающего массива.

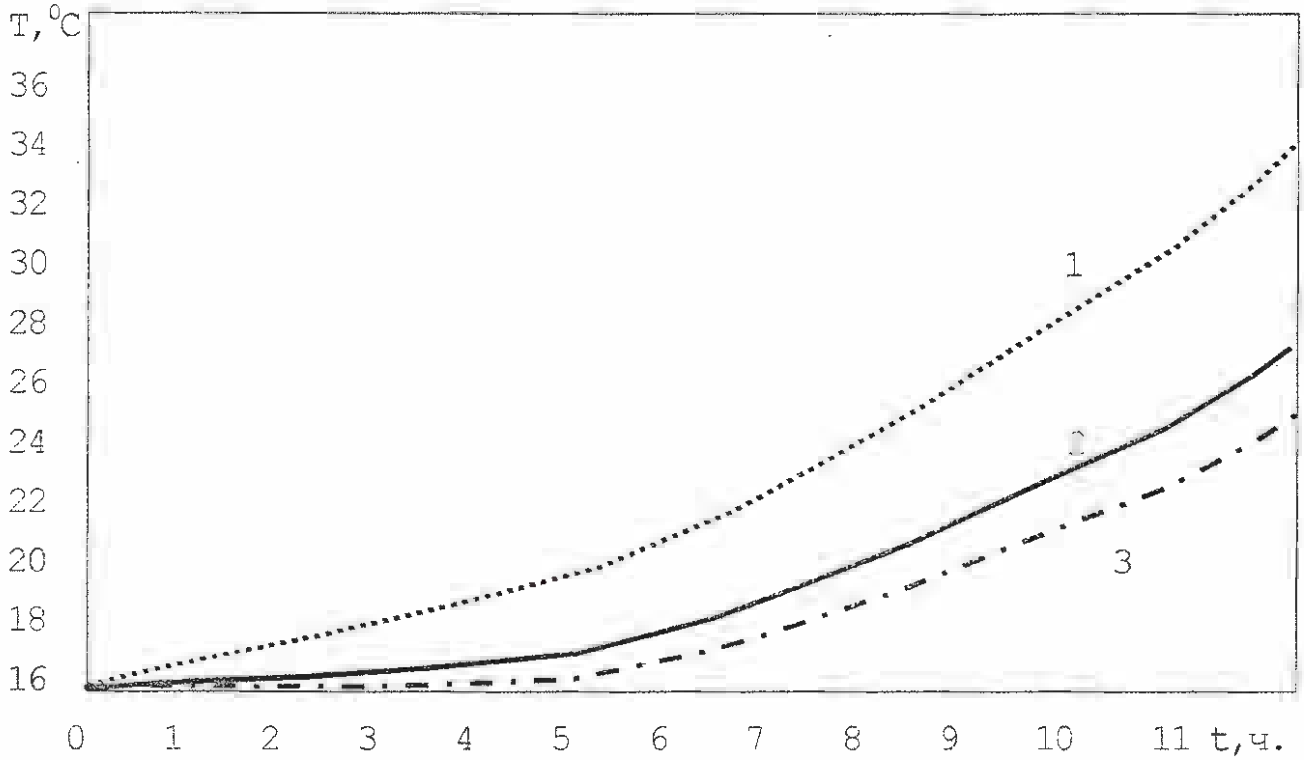


Рис. 4.5. Изменение температуры воздуха в призабойном пространстве горной выработки при непрерывной работе комбайна (1 – ПК-8М, 2 – Урал 10 А, 3 – Урал 20 Р) и постоянном отставании трубопровода от забоя.

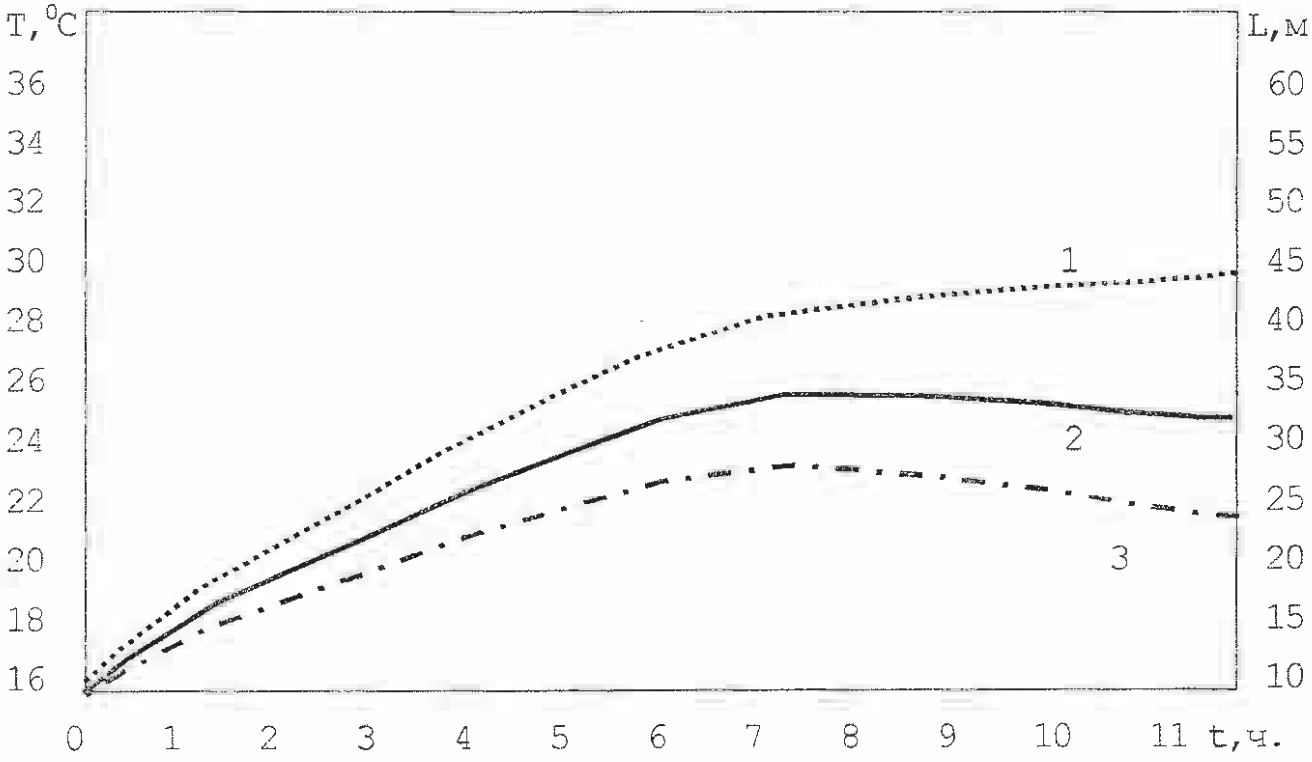


Рис. 4.6. Изменение температуры воздуха при непрерывной работе комбайна (1 – ПК-8М, 2 – Урал 10 А, 3 – Урал 20 Р) и одновременном увеличении размеров зоны взаимодействия потоков в призабойном пространстве горной выработки.

Если, при прочих равных условиях, осуществлять увеличение зоны взаимодействия потоков воздуха в призабойном пространстве (рис. 4.6), то при некоторой длине этой зоны наступает предел возрастания температуры воздуха. Таким образом, можно добиться стабилизации температуры. Но подобный вариант на практике осуществить не представляется возможным, нагнетательный способ проветривания не позволяет этого сделать в существующих условиях. Дальнобойность струи воздуха, выходящего из трубопровода ограничена, и не превышает 10-15 м, так как струя направлена в тупик, также очень загромождено призабойное пространство выработки, и здесь происходит неинтенсивное перемешивание потоков.

Анализ результатов расчетов показывает, что при непрерывной работе комбайнов (в существующих условиях Старобинского и Верхнекамского месторождений) температура воздуха в призабойных пространствах горных выработок должна постоянно возрастать. В рудниках Старобинского месторождения температура быстрее достигает нормативных значений, чем в рудниках Верхнекамского, так как температура окружающего массива здесь выше. Средствами нагнетательного проветривания достаточно сложно добиться снижения температуры, так как данный способ, по ряду объективных причин, не позволяет существенно (в 3-4 раза) увеличить зону взаимодействия потоков воздуха в призабойном пространстве. Необходимо изыскивать новые варианты решения проблемы.

4.2.5. Нормализация температуры в призабойном пространстве.

Полученные в результате анализа аналитических решений выводы заставляют пересмотреть подход к осуществлению проветривания призабойного пространства. А именно, если необходимо увеличение дальности воздушной струи (в результате эта дальнобойность и определяет размеры зоны взаимодействия), то структура потоков исходя из решения (4.4 – 4.18) должна формироваться в направлении открытого пространства. В тупиковой горной выработке открытым пространством, в направлении которого должна быть повернута струя, является ее устье.

Решение задачи (4.4 – 4.18) в новых граничных условиях, когда линии тока направлены в неограниченное пространство, дает результат, позволяющий оценить возможность увеличения зоны взаимодействия потоков. При сохранении расходов воздуха на уровне близком к подаче нагнетательным трубопроводом, граничная линия тока выполаживается, а следовательно дальнобойность струи возрастает. С увеличением расхода воздуха, пропорционально растет зона взаимодействия потоков.

На основании анализа теплообменных процессов в призабойном пространстве доказана необходимость увеличения зоны взаимодействия потоков. Изменение структуры и направления потоков в призабойном пространстве позволяют выполнить это условие. Метод нормализации температуры состоит в вовлечении в процессы теплообмена как можно большего пространства выработки, что достигается применением свободной струи, направленной от забоя в сторону устья выработки.

В шахтных условиях предложенный метод был реализован за счет применения ЗУАП. Принципиальная схема, прошедшая апробацию в условиях рудников СтКПРУ-1 и СтКПРУ-3 ПО «Беларуськалий», приведена на рис. 4.7.

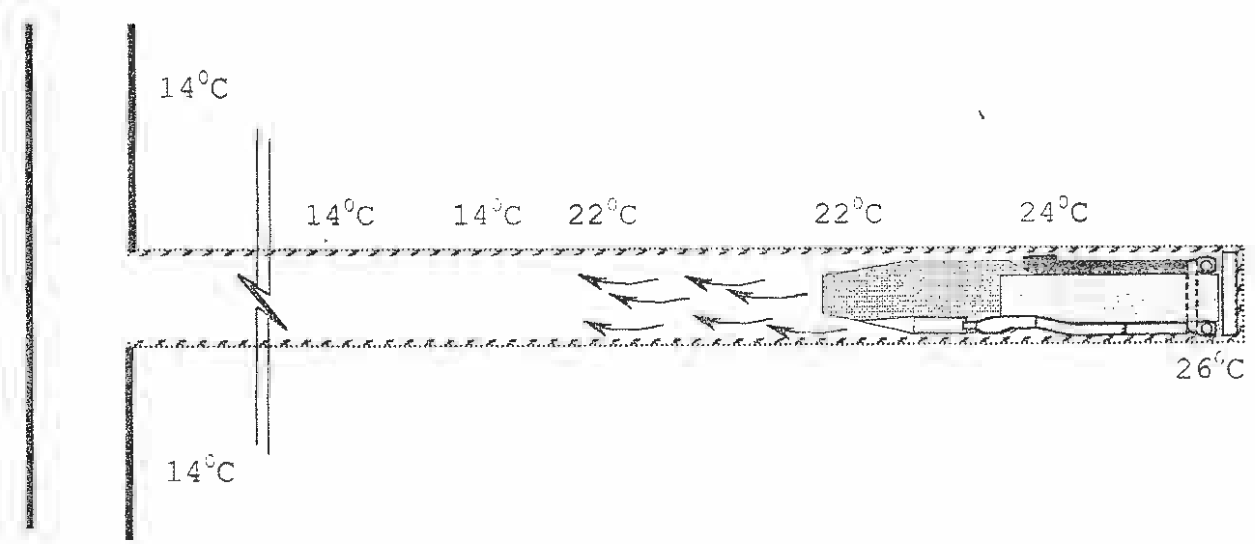


Рис. 4.7. Схема увеличения зоны взаимодействия потоков в призабойном пространстве тупиковой горной выработки. Указана средняя температура в сечении горной выработки.

Выполнены исследования при продолжительной работе комбайновых комплексов от одной до нескольких смен подряд. Сравнивалось изменение температуры воздуха по длине выработки при существующем – нагнетательном способе проветривания, и новом способе проветривания с применением свободной струи и использованием ЗУАП (рис. 4.8). При одинаковой продолжительности работы и при практически равной длине выработок, нагнетательный способ существенно уступал разработанному. На рис. 4.8. замеренные значения обозначены точками.

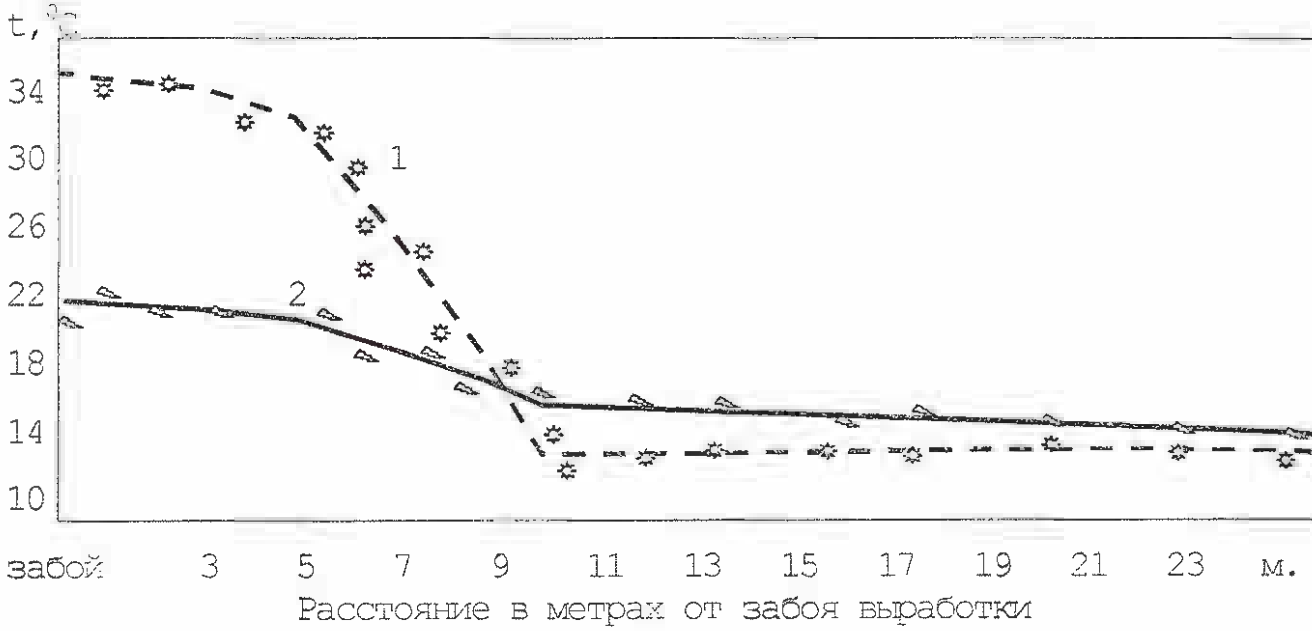


Рис. 4.8. Изменение температуры в призабойном пространстве выработки при нагнетательном (1) и разработанном (2) способах проветривания.

При производительности ЗУАП более 250-265 м^3/мин на всех комбайновых комплексах наблюдалась стабилизация температуры. Прекращалось нарастание температуры, и она не превышала нормативных значений. Дальнобойность струи составляла от 55 до 65 м, в зависимости от условий проведения выработки (уклон, поворот, расширение сечения, подрубка). Однако этого оказалось достаточно для решения проблемы.

После организации необходимого воздухообмена с призабойной частью выработки, мы решаем проблему одновременно с выполнением проветривания выработки активным способом (для выноса газа и пыли). Поэтому дополнительных затрат энергии не требуется.

Потребность в регулировании температурных параметров, кроме призабойного пространства, возникает в поступающей с поверхности общерудничной струе в холодный период года. Здесь энергосбережение, на наш взгляд, лежит в плоскости сокращения расхода воздуха поступающего в шахту. Так как на обогрев потребуется меньше тепла на столько, насколько будет снижен расход.

Температурный фактор не ограничивает возможности снижения расхода воздуха, подаваемого в рудник. Ограничения накладываются другими факторами – горючие и ядовитые газы, аэрозоль, конденсационная влага. Если влияние газов и аэрозолей на энергетические затраты рассмотрено в предыдущих главах, то влажностные параметры воздушной среды подземного пространства с этой точки нами еще не оценены.

4.3. Роль микроклиматических факторов в общей системе нормализации рудничной атмосферы с применением энергосберегающих методов проветривания.

В рудниках Верхнекамского месторождения, в значительной степени благодаря климату региона и небольшой глубине залегания, в создании неблагоприятных условий эксплуатации играет роль конденсационная влага.

Анализ, проведенный в первой главе, выявил то, что влага выпадает и переносится по всему вентиляционному пути, принося множество отрицательных эффектов. Это и пробуксовка конвейерных лент, это и снижение электробезопасности, это и отказы в системах автоматизации управления, это и снижение устойчивости выработок, это и влияние на безопасность движения автотракторной техники и снижение ее надежности, это и подтопление запасных выходов, это и неблагоприятные условия труда – заболевания ревматизмом и прочее.

Но в то же время при недостаточной влажности воздуха в поступающих струях, здесь возрастает запыленность. Избыточная влага или ее недостаток плохо сказываются на условиях эксплуатации рудников.

Одним из аспектов влияния влаги является сезонное изменение газового баланса в пространстве подземного рудника.

Баланс составляется по результатам определения трех показателей газо-воздушного потока, прошедшего через рабочую зону:

1. Количество поступающего в рабочую зону газа, выраженного через его концентрацию.
2. Количество газа, содержащегося в воздухе рабочей зоны.
3. Объем газа в исходящей струе рабочей зоны.

В исходящих струях регулярно обнаруживаются методами газохроматографического анализа разбавленные (например, утечками воздуха) минимальные концентрации газов, выделившихся при разрушении горного массива в пределах рабочих зон. На входящих струях рабочих зон в ходе газо-воздушных съемок регистрируется периодическое появление газа в незначительных концентрациях (в сотни раз ниже ПДК). Как правило, происходит это во время поступления конденсационной влаги в рудник. Происходит растворение пород и из них выделяется газ, который находился в микровключенном состоянии.

Наблюдается явно выраженная зависимость увеличения концентрации газов, приуроченная к сезону привнесения влаги в шахту атмосферным воздухом, позволившая нам определить причину – попадающая в рудник влага растворяет содержащие газ водорастворимые породы, высвободившиеся газы вместе со струей направляются в рабочие зоны. Например, поступление газов со входящей струи рабочих зон 11-13 восточных панелей рудника БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий» в 1997 году выглядело следующим образом (в процентах от исходящей струи):

в июне поступило CH_4 = 62 %, H_2 = 87 %, CO = 27 %, H_2S = 93 %;

в июле – CH_4 = 38 %, H_2 = 78 %, CO = 71 %, H_2S = 50 %;

в августе – CH_4 = 29 %, H_2 = 89 %, CO = 89 %, H_2S = 12 %;

в сентябре – CH_4 = 6 %, H_2 = 36 %, CO = 89 %, H_2S = 0 %;

в октябре – CH_4 = 16 %, H_2 = 68 %, CO = 10 %, H_2S = 55 %;

в ноябре – CH_4 = 58 %, H_2 = 88 %, CO = 8 %, H_2S = 0 %;

в декабре – CH_4 = 71 %, H_2 = 89 %, CO = 0 %, H_2S = 0 %;

в январе – CH_4 = 17 %, H_2 = 22 %, CO = 0 %, H_2S = 0 %;

в феврале – CH_4 = 0 %, H_2 = 1 %, CO = 0 %, H_2S = 0 %;

в марте – CH_4 = 0 %, H_2 = 0 %, CO = 0 %, H_2S = 0 %;

в апреле – CH_4 = 0 %, H_2 = 0 %, CO = 0 %, H_2S = 0 %;

в мае – CH_4 = 4 %, H_2 = 9 %, CO = 5 %, H_2S = 21 %.

Подробные данные представлены помесячно (замеры выполнялись ежедневно, по всему спектру газового состава в количестве более 1230), в них приведено процентное содержание от замеренной величины (100 %) на исходящей струе.

Регулярные замеры на входящих струях в обозначенные периоды и исследования газовыделений в пределах рабочих зон позволили установить следующие общие закономерности для привносимых во влажный период газов:

– соотношение концентраций взрывоопасных газов водорода и метана колеблется от 1/6 до 1/9, при этом метана выделяется больше;

– повышение газообильности по метану сопровождается увеличением по водороду практически с сохранением пропорции их концентраций;

– ядовитые газы приурочены, как правило, к местам геологических нарушений и их проявление носит локальный характер.

В других рабочих зонах и при других влажностных характеристиках поступающей струи картина может измениться, однако, направленность процессов, обусловленная появлением конденсационной влаги, сохраниться.

Газовый баланс рабочих зон в целом существенно зависит от периода года, так как привносимая в избытке со свежей струей атмосферная влага способствует растворению поверхностей горных выработок, находящихся на входящей струе. Кроме поверхностей горных выработок растворяется соляная пыль, витающая в шахтном воздухе (суммарная поверхность пыли в сотни раз превышает площадь поверхности горных выработок).

Происходит растворение кристаллов, что приводит к выделению микровключенных газов. Утверждать последнее позволяет тот факт, что в период проведения исследований водорода поступало больше с входящей струи, чем из забоя, а метана, как правило, меньше. Если бы эти газы появились в результате миграции из массива свободных газов, то их соотношение должно быть противоположным.

Анализ содержания микровключенных газов в пластах говорит о следующем:

- содержание метана и его гомологов ничтожно мало и не превышает 0,23 % от общего газовыделения. Содержание водорода колеблется по пластам, однако, оно достаточно велико (от 2% до 3 %) от общих газовыделений, то есть более чем в 10 раз выше, чем метана.

Эти результаты получены как собственными исследованиями с 1988 г. по 1999 г., более 10 тыс. измерений, а также широко встречаются в литературе по калийным рудникам (данные Медведева И.И., Красноштейна А.Е., Красюка В.Ф., Поляниной Г.Д., Земскова А.Н. и многих других). Следовательно, при растворении пород, повышается не общая опасность по горючим газам, а происходит изменение содержания – качественной характеристики газо-воздушной смеси в сторону повышения водородной составляющей, что совершенно нежелательно. Поэтому проникновение влаги вместе с атмосферным воздухом в рудники должно быть минимизировано.

Влага, проникающая в шахту, переносится струй воздуха, испаряясь в местах первичного скопления и вновь конденсируясь при достижении критической величины относительной влажности воздуха в других местах по ходу воздушной струи. Таким образом, одна и та же молекула воды многократно участвует в растворении породы или коагуляции аэрозолей.

Процесс конденсации влаги из воздуха может быть представлен балансом:

$$\Delta W = W_{об} - W_0 , \qquad (4.33)$$

где ΔW – количество избыточной влаги, выпадающей из $W_{об}$ – общей влаги поступающей в шахту вместе с воздухом; W_0 – влага, прошедшая через рудник вместе с воздухом не конденсировавшись.

Растворение пород происходит по всей поверхности горной выработки и может быть определено по формуле:

$$V_{RP} = L_B P_B H_V , \qquad (4.34)$$

где $V_{РР}$ – объем растворенных пород; $L_В$ – длина пути воздуха; $P_В$ – периметр выработки; H_V – глубина растворения пород, $H_V=k_{RAS}\Delta W$; k_{RAS} – коэффициент растворимости пород.

Получим формулу, позволяющую определить объем растворения:

$$V_{РР} = k_{RAS}\,\Delta W\; L_В\; P_В\,. \qquad (4.35)$$

Однако, данный объем $V_{РР}$ представляет из себя сумму двух объемов $V_{РР} = V_В + V_{пыл}$, один из них – это твердые поверхности горных выработок $V_В$, второй – соляная пыль $V_{пыл}$. Растворение стенок горных выработок – нежелательный процесс, а растворение и коагуляция пыли – благоприятный. Поэтому, записав (4.35) с учетом $V_В = 0$, имеем:

$$V_{пыл} = k_{RAS}\,\Delta W\; L_В\; P_В\,. \qquad (4.36)$$

Уравнение (4.36) позволяет уравнять количество аэрозоля образующегося по длине вентиляционного пути с количеством влаги необходимым для связывания пыли. Таким образом, можно определить количество влаги, после выпадения которого начнется растворение стенок выработок:

$$\Delta W = V_{пыл} \;/\; k_{RAS}\, L_В\; P_В\,. \qquad (4.37)$$

Количество избыточной влаги, найденное по (4.37) не следует существенно снижать, так как запыленность воздуха начнет повышаться. То есть стабилизация процессов конденсационного пылеподавления при отсутствии растворения стенок и почвы выработок наступает в случае нахождения в воздухе некоторого избыточного количества влаги.

Объем пыли может быть выражен через ее среднюю концентрацию $C_{пыл}$ в рудничном воздухе. Естественно, мы имеем в виду, что призабойные пространства исключаются из подсчета средней концентрации пыли, как объекты с весьма высокой запыленностью, для которых конденсационный способ пылеподавления малоэффективен.

$$C_{пыл} = V_{пыл}\,\rho / V_{воз}\;, \qquad (4.38)$$

где $V_{пыл}\,\rho$ – масса пыли, при ρ – плотности породы; $V_{воз}$ – объем воздуха в подземном пространстве, $V_{воз} = L_В\; S_В$. Отсюда $V_{пыл} = C_{пыл}\; L_В\; S_В\; /\rho$, где $L_В$ и $S_В$ – длина и сечения выработок. Подставим в (4.37):

$$\Delta W = C_{пыл}\ L_в\ S_в / \rho\ k_{RAS}\ L_в\ P_в = C_{пыл}\ S_в / \rho\ k_{RAS}\ P_в\ , \qquad (4.39$$

где $к_ф = S_в / P_в$ – коэффициент формы выработок, в калийных рудника преобладают сводчатые, круглые и прямоугольные формы, для которы $к_ф$ = 1,24, 1,25 и 1,23 соответственно. В тоже время плотность сол 1900– 2100 кг/м^3, карналлита – 1820 кг/м^3, а коэффициент растворе ния при нормальных условиях и температуре близкой к 10–20 ^{0}С раве 0,01–0,03 кг/м^3. Получим в (4.39) упрощение:

$$\Delta W = a\ C_{пыл}, \qquad (4.40$$

где a – комплексный показатель, включающий коэффициент формы выра ботки, плотность соли и коэффициент ее растворения.

Если дополнительное количество влаги ΔW, используемое для по давления пыли, отнести ко времени $t_{год}$, усреднив влагу по году, т получим дополнительный расход влаги $\Delta Q_{вод}$:

$$\Delta\ Q_{вод} = \Delta W\ /\ t_{год} = a\ C_{пыл}\ /\ t_{год}\ , \qquad (4.41$$

составив соотношение между $\Delta\ Q_{вод}$ прибавочным расходом воды и рас ходом воздуха, подаваемого в рудник $Q_р$, при известной плотност воды $\rho_{вод}$, получим прибавочное влагосодержание, необходимое дл осуществления пылеподавления конденсационным способом:

$$\Delta d = \Delta\ Q_{вод}\ \rho_{вод}\ /\ Q_р = a\ C_{пыл}\ \rho_{вод}/\ Q_р = a'C_{пыл}\ /\ Q_р\ , \qquad (4.42$$

где Δd – влагосодержание, которое необходимо добавить к критиче скому содержанию влаги в воздухе, a$^!$ – комплексный показатель вводимый вместо a, включающий коэффициент формы выработки, плотно сти соли и воды, коэффициент растворения солей.

Таким образом, поступающий в шахту воздух должен иметь влаго содержание d, равное сумме критического $d_{кр}$ и прибавочного Δd:

$$d = d_{кр} + \Delta d\ , \qquad (4.43$$

где $d_{кр}$ – критическое влагосодержание, более которого в воздухе на ступает точка росы.

Условие (4.43) должно сохраняться в течение всего календарно го года. В этом случае пылеподавление конденсационным способом бу дет происходить постоянно и эффективно.

Существующие традиционные способы проветривания рудников, при которых воздух поступает в шахту без обработки, не позволяют поддерживать условие (4.43). Летом влаги больше чем, необходимо, зимой – недостаточно.

Для снижения объемов выпавшей влаги летом применяют общешахтный водоотлив, например, для рудника СКПРУ-3 ОАО «Сильвинит» в 1995-96 годах реализована наиболее разветвленная схема водоотлива. Однако, как показала практика, эффективность такого мероприятия мала, так как невозможно охватить водоотливом все имеющиеся выработки. Влага накапливается в выработках.

Другими способами снижения объемов выпадения влаги в выработках, достаточно детально разработанными в трудах Медведева И.И., Красноштейна А.Е. и Казакова Б.П., являются:

1. Использование сорбентов, на которые удаляется часть влаги из поступающего в шахту воздуха. Весьма дорогостоящий способ, если учесть огромные объемы воздуха, подлежащие обработке.
2. Использование карналлита в качестве сорбента. Способ неэффективен для рудников, где добычи на карналлитовом пласте не ведется. Способ имеет недостаточную эффективность, ввиду низкой сорбционной способности карналлита, и большой трудоемкости. Необходим большой сменяемый объем карналлита, а замена его должна происходить достаточно часто.
3. Применение кондиционирования общешахтной струи. Энергозатратный, но достаточно эффективный способ. Особенно, если применяется конденсация влаги с помощью аккумулированного в зимний период холода, или в качестве теплообменного вещества применяется распыляемый в воздухе рассол. Авторы этих способов Красноштейн А.Е. и Казаков Б.П. предложили множество модификаций. Данные способы при испытаниях дали хорошие результаты, но большое потребление энергии не позволило им найти широкое применение.
4. Наиболее перспективным направлением можно считать применение в качестве мест конденсации объемов выработок пройденный специально для этих целей. В данных выработках излишняя влага выпа-

дает и отводится в водоотлив, либо накапливается. Если накапливается, то она может быть использована для увлажнения воздуха в зимний период. Широкое применение ограничивается тем, что на действующих рудниках на входящих струях весьма проблематично пройти специальные выработки. Это также требует дополнительных затрат.

Если летом необходимо избавляться от части влаги, приходящей с воздухом, то зимой ее нужно постоянно добавлять. В рудниках Старобинского месторождения применяется ежедневный полив водой транспортных путей, полив пробовали осуществлять и связывающими пыль растворами. Несмотря на это, эффект снижения запыленности, особенно в холодные дни января-февраля, ощутим менее суток. Объемов поливочной воды явно не хватает, но при этом трудозатраты и энергозатраты производятся большие.

Еще более энергозатратным является направление, предполагающее увлажнение общешахтной струи с помощью подачи воды через форсунки. В районе стационарных установок орошения может быть размыв поверхностей выработок пресной водой. Можно применить рассолы, но эффективность увлажнения от этого снизится, так как парциальное давление в рассолах ниже.

Становится очевидным, что нормализовать влажностные показатели без дополнительной обработки воздуха, при используемых схемах вентиляции рудников, не представляется возможным. Степень η необходимой обработки может быть выражена:

$$\eta = (Q_р \varphi_{вх} - Q_{обр} \varphi_{обр}) / Q_р \varphi_{вх}, \qquad (4.44)$$

где $Q_{обр}$ – расход обработанного воздуха, $\varphi_{вх}$ – относительная влажность поступающего воздуха; $\varphi_{обр}$ – относительная влажность обработанного воздуха: зимой – увлажненного, летом – осушенного. С точки зрения снижения энергозатрат η должна стремиться к минимальному значению, если (4.44) записать:

$$\eta = 1 - Q_{обр} \varphi_{обр} / Q_р \varphi_{вх}. \qquad (4.45)$$

Анализ результатов исследований показывает, что относительная влажность воздуха не может значительно колебаться (она находится в

пределах 60-80%). Следует вывод: согласно (4.45) обработке должно подвергаться более половины воздуха, поступающего в рудник. Противоречие, так как обработка большого количества воздуха не может быть мало затратной. Это противоречие показывает и другое направление решения проблемы - уменьшать поступление воздуха в рудник. В идеале в рудник воздух не должен подаваться и энергозатраты на его обработку не потребуются. И чем менее будет подача воздуха, тем с меньшими затратами осуществится нормализация микроклимата.

При ограничении поступления воздуха с поверхности, режим его движения по внутрирудничным выработкам должен сохраниться. Только тогда будет обеспечен перенос аэрозолей и газов. Следовательно, повторное использование части воздуха позволит не только нормализовать температурно-влажностные показатели, но и снизить энергетические затраты. При этом воздух в шахте должен способствовать конденсационному пылеподавлению, т.е. условию (4.43), которое может быть представлено как:

$$d = d_{кр} + a' C_{пыл}/Q_р , \qquad (4.46)$$

$d_{кр}$ определяется по «диаграмме состояния влажного воздуха» для условий постоянной температуры воздуха и массива для критической относительной влажности; $C_{пыл}$ - средняя концентрация пыли, принимается по результатам замеров в конкретном руднике; $Q_р$ - расход воздуха принимается равным наибольшей величине, участвующей в проветривании; a' - включает в себя комплекс значений параметров практически постоянных в исследуемых условиях, для калийных рудников он может быть принят равным 0,00002.

Таким образом, находящийся в руднике воздух при частичном повторном использовании имеет положительную постоянную температуру и постоянное влагосодержание, что создает благоприятный микроклимат. Не происходит выпадение конденсационной влаги и растворение пород, отсутствует выделение микровключенных газов, расслоение и разбухание глинистых прослойков, подтопление транспортных путей и т.п. Не создаются благоприятные условия для переноса аэрозолей свежей струей воздуха. Стабилизируются процессы переноса влаги.

4.4. Роль микроклиматических факторов в системе нормализации атмосферы при частичном повторном использовании воздуха.

Необходимо проанализировать процессы, возникающие при выполнении технологической операции частичного повторного использования воздуха, с точки зрения влияния на микроклиматические параметры атмосферы подземного пространства рудников.

В результате анализа необходимо выявить:

А. Степень изменчивости теплофизических параметров рудничной атмосферы и сравнить ее с существующей.

Б. Процессы, способствующие нормализации условий эксплуатации рудников по фактору «микроклимат».

В. Критерии оптимизации, связанные с климатическими факторами подземного пространства.

Г. Степень ограниченности возможности применения повторного использования воздуха по климатическому фактору.

Д. Возможности по энергосбережению данной технологической операции.

Рассмотрим каждый показатель.

А. Степень изменчивости теплофизических параметров рудничной атмосферы при повторном использовании воздуха.

Изменчивость параметров атмосферы во многом зависит от соотношения расходов поступающего с поверхности воздуха с воздухом повторно используемым, что показано в (4.77). Для повторного использования применяется воздух исходящей струи. Исследованиями, результаты которых подробно рассматривались в разделе 1.3, установлено, что в исходящей струе рудников:

- температура постоянна в течение суток и в продолжительности всего календарного года,
- влагосодержание постоянно,
- относительная влажность стабильна и находиться на уровне критической,
- энтальпия воздуха не меняется с течением времени.

Несущественные гармонические колебания возникают в величинах данных параметров (не более 1%) в связи с изменением давления атмосферного воздуха.

При смешении воздуха, поступающего с поверхности, с воздухом, подаваемым с исходящей струи, со стабильными параметрами, средние показатели стремятся к выравниванию. Чем больше доля воздуха с исходящей струи, тем более стабильны средние показатели.

Повторное использование воздуха можно организовать:

- в пределах границ рабочих зон, но тогда прочее пространство рудника не избавиться от нежелательных колебаний влажности воздуха. Останутся также не использованными вентиляционные резервы стабилизации - большие объемы воздуха, находящегося на исходящей струе. Поэтому стабилизация будет минимальной, что неприемлемо, так как придется использовать энергозатратные способы регулирования параметров микроклимата. И, в сущности, все сохраниться, также как и сейчас. Решение (4.45 и 4.46) для масштабов рабочей зоны, с расчетным расходом воздуха 360 $м^3$/мин (6 $м^3$/с), показывает, что степень необходимой обработки воздуха η стремиться к единице, а влагосодержание d во входящей струе не достигает критического значения;
- в пределах панелей или блоков. Данное решение (4.45 и 4.46), при 950 $м^3$/мин (9,16 $м^3$/с), немногим отличается от предыдущего и имеет подобные недостатки. Оно также неприемлемо;
- в пределах главных направлений, крыльев или горизонтов рудников. Здесь следует ожидать именно тех стабилизационных массовых процессов, которые нами прогнозируются, так как решение (4.45 и 4.46), при 6000 $м^3$/мин (100 $м^3$/с), дает результат, при котором степень необходимой обработки воздуха η близка к 0,2, а влагосодержание d во входящей струе достигает критического значения. Это уже достаточный уровень масштабов повторного использования воздуха для исключения колебаний микроклиматических параметров в большей части подземного пространства. Но околоствольные дворы и камеры служебного назначения выпадают из стабилизационных контуров. Они вклю-

чатся только при целостном проветривании рудников с применением частичного повторного использования воздуха. Однако, в камерах служебного назначения выполняются работы, не позволяющие воздуху, прошедшему по ним, быть еще раз использованным. А в околоствольных дворах имеют место разгрузочные и погрузочные операции с рудой (в общешахтном бункере, на опрокидах, на подъеме), сопровождаемые повышенной запыленностью, поэтому лучше воздух отсюда брать в меньших количествах.

Следовательно, наиболее эффективно применение частичного повторного использования воздуха в масштабах крыльев, горизонтов или главных направлений рудников. Ожидаемые результаты стабилизации теплофизических параметров (температуры воздуха и относительной влажности) для такой схемы представлены на рис. 4.9 – 4.16. Если сравнить их с существующими сейчас (рис. 1.5 – 1.12), то видно, что в рудниках по всей длине вентиляционного пути температура соответствует нормативным величинам, относительная влажность достаточная для снижения запыленности воздуха, и эти параметры стабильны в основном объеме рудника в течение года.

Таким образом, для исключения колебаний параметров микроклимата атмосферы, очевидно, наиболее подходящим является повторное использование как можно большей части воздуха в пределах крыльев или горизонтов рудников.

Б. Процессы, способствующие нормализации условий эксплуатации рудников по фактору «микроклимат».

Нами показано выше, что конденсационная влага вызывает:

– выход микровключенных газов из пород;

– растворение верхнего слоя покрытия на автотранспортных путях (это сокращает сцепление с дорогой и увеличивает длину тормозного пути);

– трудности передвижения людей по выработкам, тем самым препятствует выходу из рудника при аварии;

– проникая под защитную оболочку электроприборов и приборов, отвечающих за автоматизацию и сигнализацию, создает предпосылки

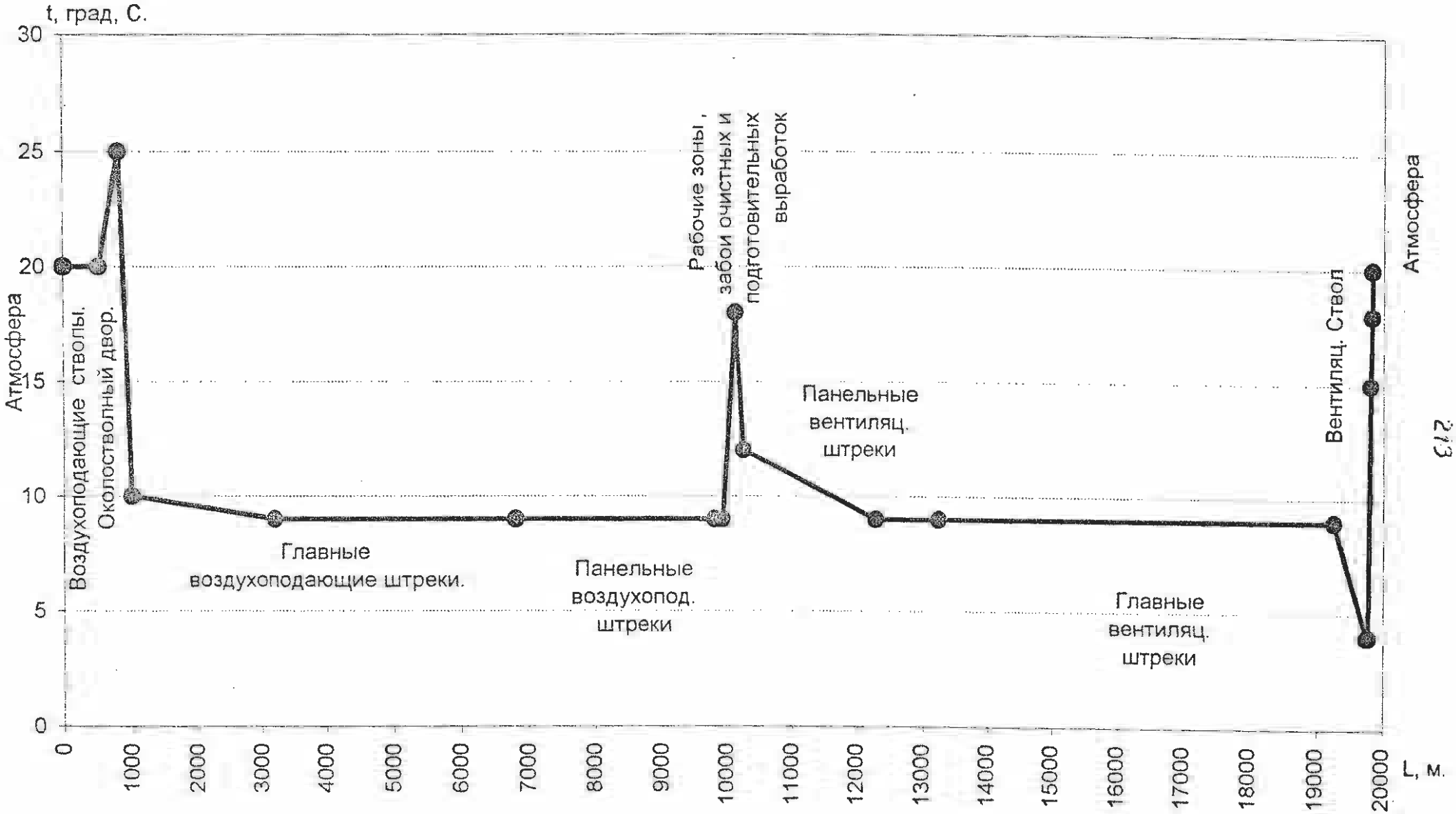


Рис.4.9. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей при частичном повторном использовании воздуха.

Рис. 4.10. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей при частичном повторном использовании воздуха .

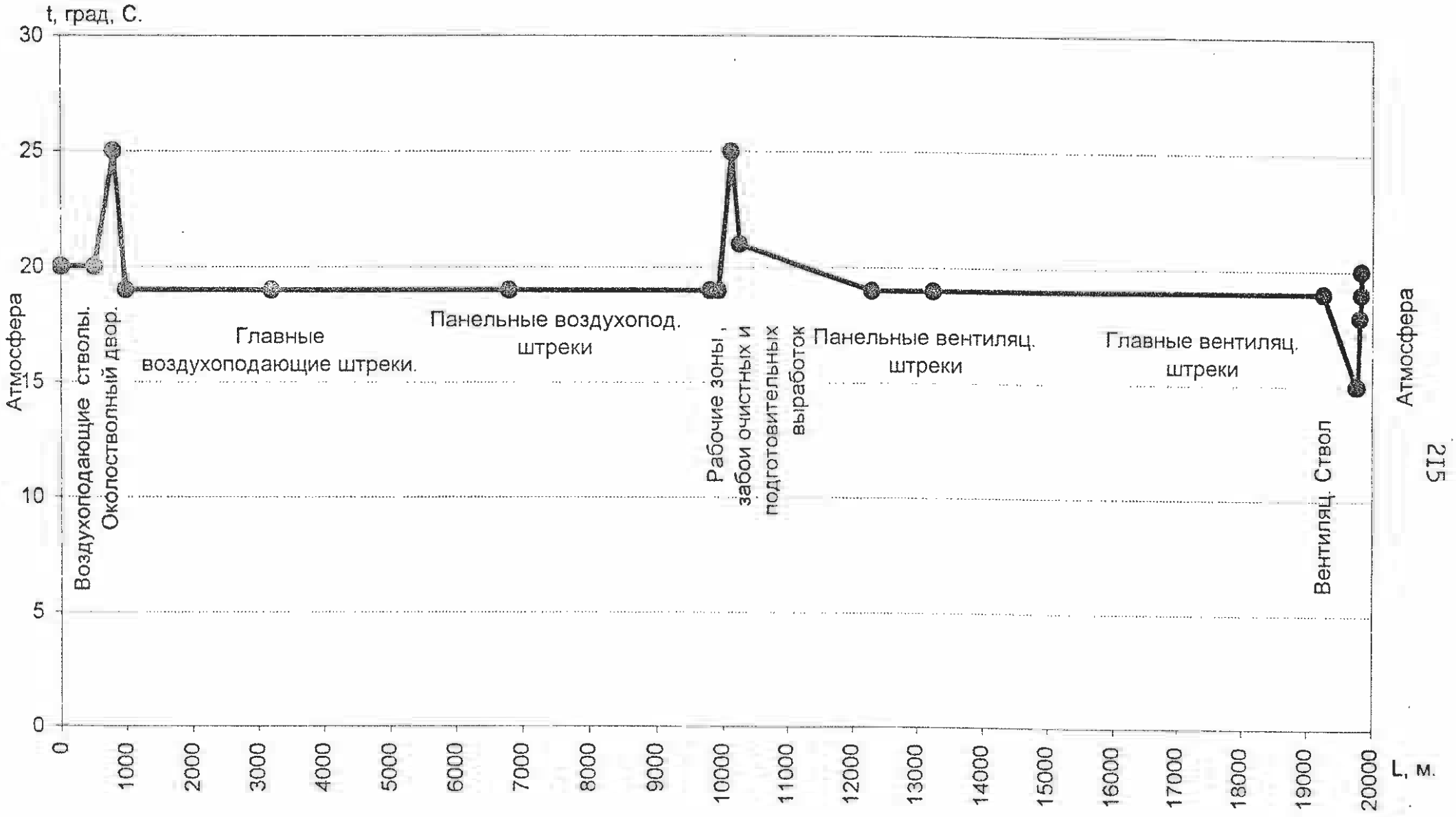


Рис. 4.11. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Старобинского месторождения калийных солей при частичном повторном использовании воздуха.

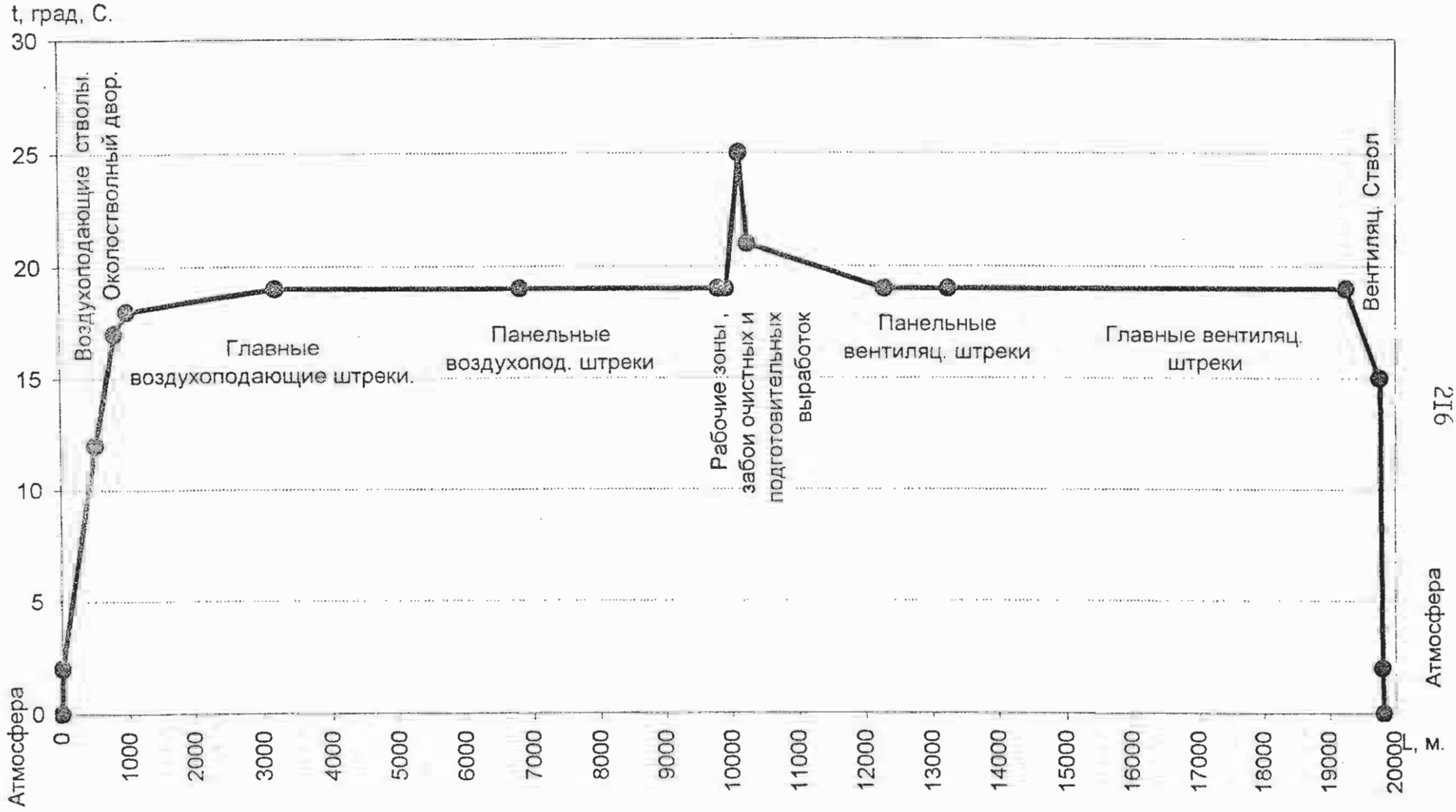


Рис. 4.12. Изменение температуры воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Старобинского месторождения при частичном повторном использовании воздуха.



Рис. 4.13. Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Верхнекамского месторождения при частичном повторном использовании воздуха.

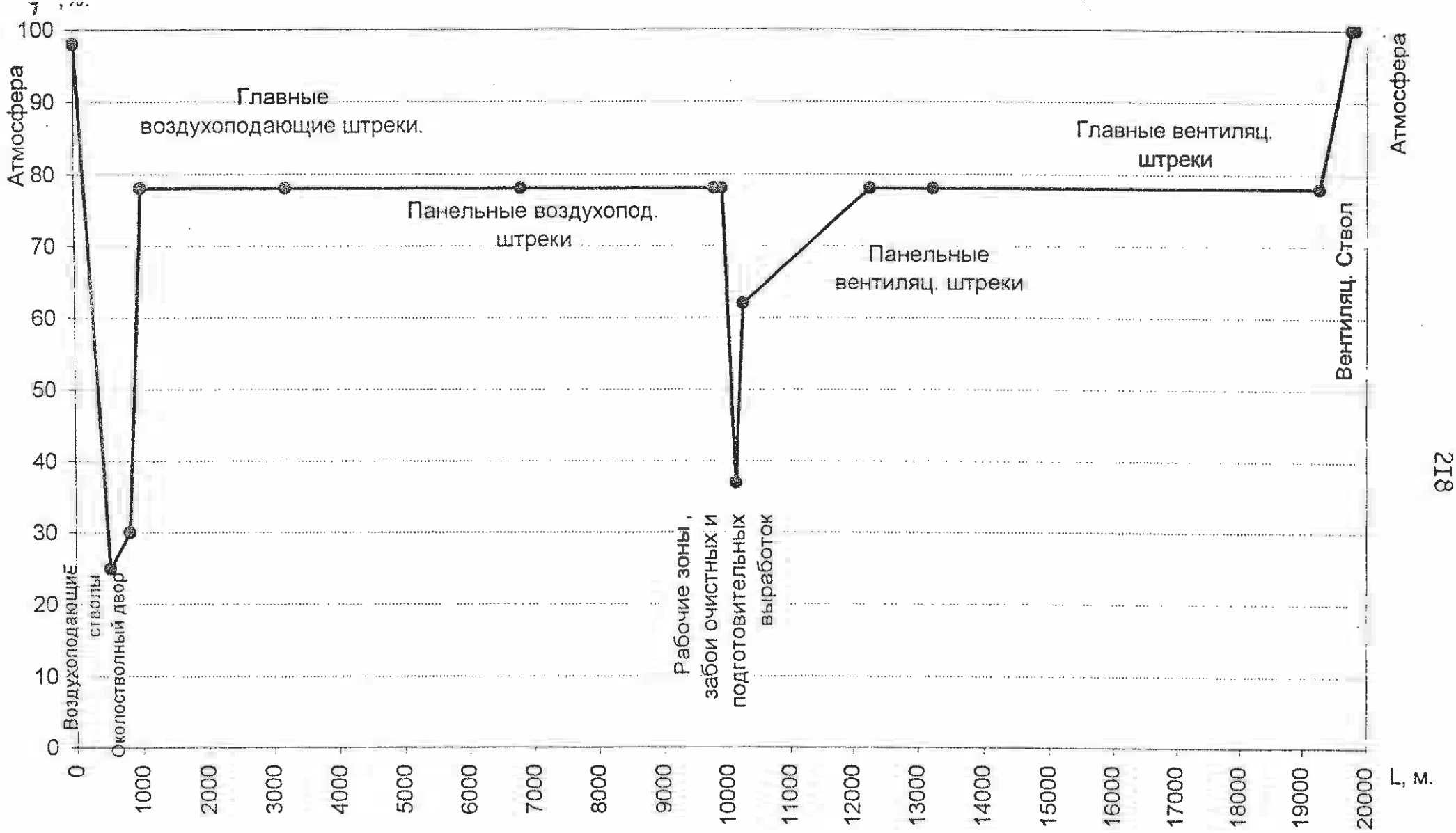


Рис. 4.14. Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Верхнекамского месторождения при частичном повторном использовании воздуха.

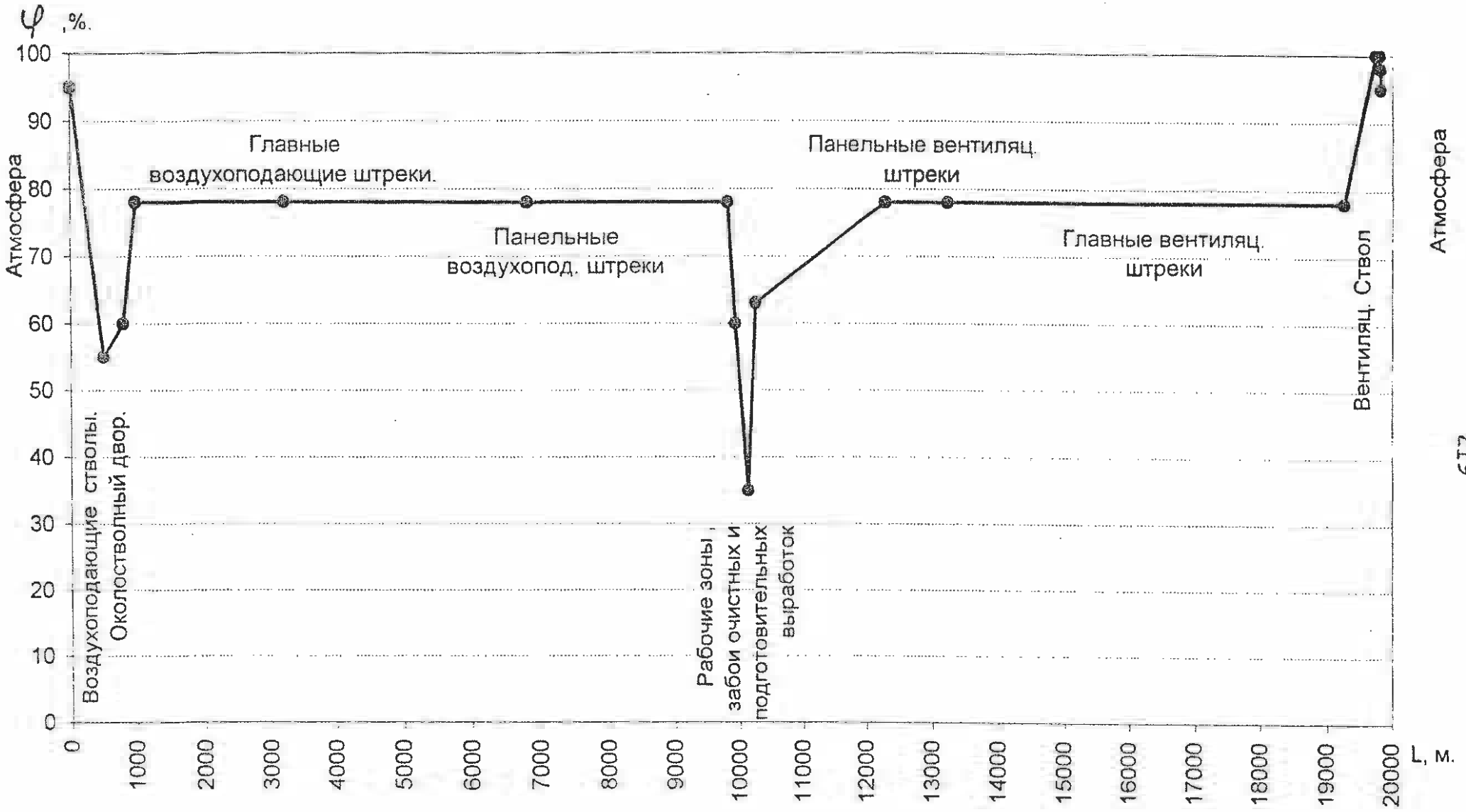


Рис. 4.15. Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (летом) в рудниках Старобинского месторождения при частичном повторном использовании воздуха.

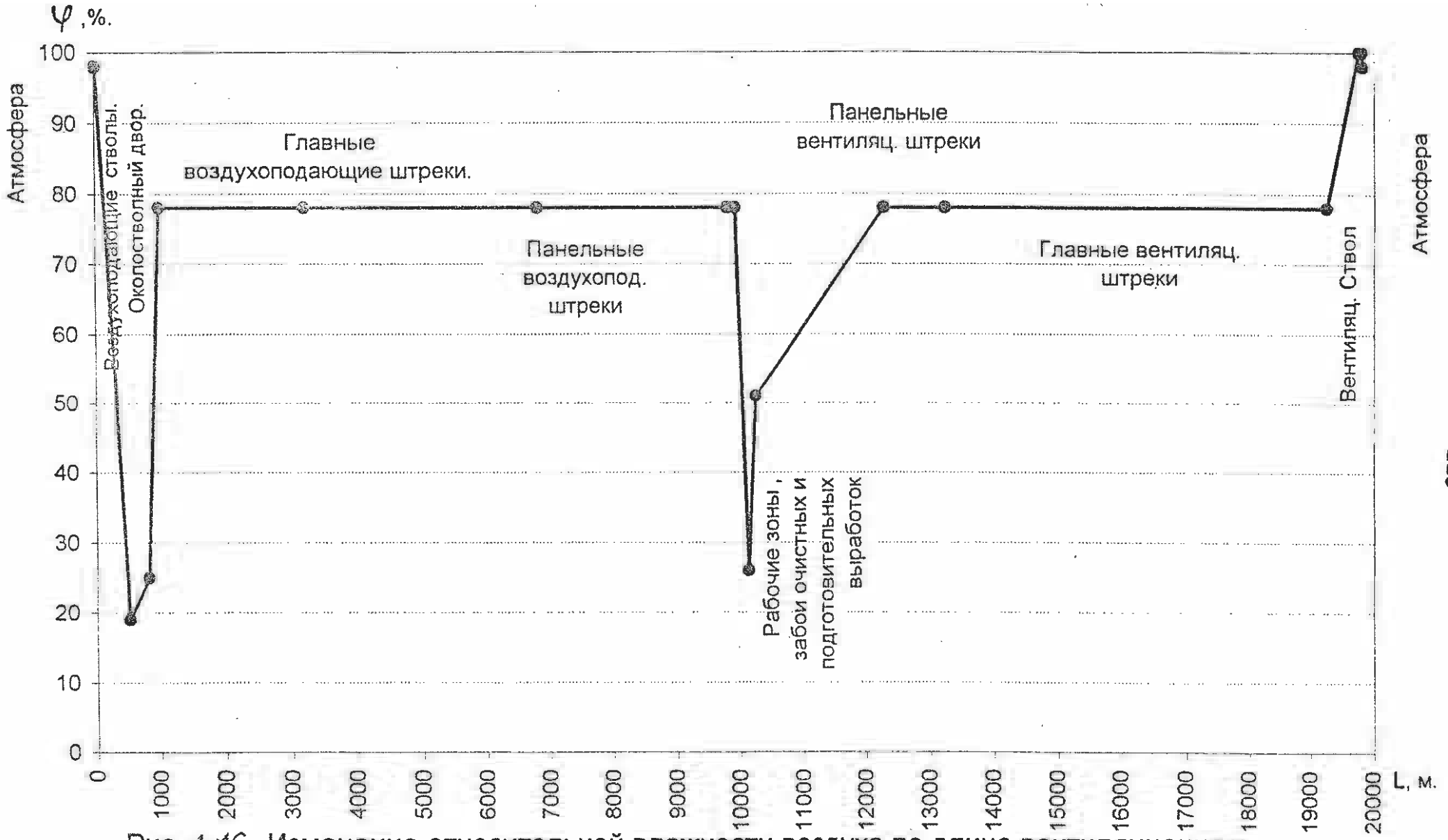


Рис. 4.16. Изменение относительной влажности воздуха по длине вентиляционного пути (зимой) в рудниках Старобинского месторождения при частичном повторном использовании воздуха.

для аварийных ситуаций, а именно, выводит приборы из строя, создает сбои информационного обмена и многое другое.

В тоже время отсутствие достаточного влагосодержания в воздухе вызывает:

- повышенную пылимость конвейерных, локомотивных и автотранспортных путей, что приводит к неблагоприятным условиям труда.

Запыленность в забоях при этом также имеет тенденцию к повышению, однако эта прибавка практически не превышает 10-15 % от средних показателей. Существенного изменения в призабойном пространстве аэрозольной обстановки как при избытке, так и при недостатке влаги в воздухе ожидать не приходится, слишком велика суммарная поверхность пылевых частиц для эффективного смачивания.

Микроклимат способен нормализовать аэрозольную обстановку в целом по руднику с помощью пылеподавления конденсационной влагой, что соответствует условию (4.42). Конденсационное пылеподавление - первый процесс способствующий нормализации условий эксплуата- рудников по фактору «микроклимат».

Прекратить поступление с поверхности вместе с воздухом избыточной влаги позволяют процессы обработки воздуха, или его повторного использования (4.45). Энергетически выгоднее последнее. Уменьшение объемов влаги, поступающей с поверхности - это второй процесс. Оба процесса должны происходить одновременно.

Если начать применение повторного использования воздуха в масштабах обозначенных в пункте А., то процессы конденсационного пылеподавления будут работать круглый год, а процессы выпадения избыточной влаги прекратятся.

Таким образом, процессы позволяющие стабилизировать климатическую обстановку на наиболее благоприятных условиях, необходимы и для нормальной эксплуатации рудников.

В. Критерии оптимизации, связанные с климатическими факторами подземного пространства.

Оптимизировать необходимо параметры процессов:

- конденсационного пылеподавления;

- подогрева или охлаждения воздуха.

Для конденсационного пылеподавления необходимо обеспечить постоянный перенос избыточной влаги по замкнутому контуру в масштабе частичного повторного использования воздуха. Объем этой влаги должен обеспечивать постоянное влагосодержание в воздухе, поступающем в рабочие зоны. Необходимое влагосодержание должно быть близким к значению, найденному по формуле (4.46). Обеспечить его можно, подав с поверхности воздух в тот период, когда влажность атмосферного воздуха соответствует необходимому значению. Но при этом не должно быть влаги, ранее накопленной в процессе эксплуатации рудника.

Таким образом, процессам оптимизации по влажности должны предшествовать подготовительные работы. А именно, необходимо максимально подсушить рудничную атмосферу. Естественным образом это происходит в завершение сухого периода года - середина-конец весны. Затем перевести рудник на проветривание с частичным повторным использованием воздуха. После чего, произведя необходимые замеры и расчеты (4.46) влагосодержания, при необходимости прибавки или удаления влаги из рудничного воздуха, подбирается время года и время суток, при котором во внешней атмосфере будет нужное содержание влаги и рудник на это время переводится на сквозное проветривание. Время сквозного проветривания зависит от соотношения объема подаваемого воздуха и объема подземного пространства рудника. Вновь возвращается рудник на схему проветривания с повторным использованием воздуха.

После приведения параметров к необходимым, по технологии изложенной выше, отклонения влагосодержания от оптимальной величины могут возникать из-за влияния влажности поступающего с поверхности воздуха. Чем больше расход подсвежающей струи, тем заметнее будет ее влияние. Для сохранения оптимальных параметров нужно снижать долю поступающего с поверхности воздуха в наиболее неблагоприятное время и увеличивать его при хороших условиях.

Таким образом, очерчены процессы оптимизации содержания влаги

в воздухе.

Влияние на запыленность в забоях тупиковых горных выработо влаги не велико, но при этом температура воздуха в призабойно пространстве зависит только от интенсивности воздухообмена. Поэто му в призабойных зонах основным критерием оптимизации является интенсивность воздухообмена и, соответственно, теплообмена по все длине выработки.

Процессы охлаждения нагретого воздуха приводятся к оптималь ным параметрам только в призабойных пространствах. Выполняется эт с помощью использования вентиляционного резерва, заключающегося меньшей температуре объема воздуха в основной части выработки.

Подогрев поступающего с поверхности воздуха нужен в основно для поддержания положительных температур в стволе. Оптимизация дл этого параметра может заключаться только в меньшем использовани тепла для достижения поставленной цели. Тепло будет использовано большем количестве, если входящая струя станет более холодной, или, если расход обогреваемого воздуха увеличиться. Влиять на ат мосферу Земли не представляется возможным – это данность. Следова тельно, процесс оптимизации лежит в плоскости изменения расход воздуха. Для сохранения оптимальных параметров нужно снижать дол поступающего с поверхности воздуха в наиболее холодное время увеличивать его при повышении температуры, сохраняя баланс как течение года, месяца, недели, так и при возможности суток.

Таким образом, процессы поддержания оптимальных параметро предполагают регулирование поступающей струи воздуха в зависимост от внешних условий.

Критерии оптимизации:

– по конденсационной влаге – это поддержание одинакового влагосо держания во входящей струе с необходимым некоторым избытком влаги Достигается регулированием расхода воздуха, подаваемого в рудник;

– по температуре в призабойном пространстве – это усиление возду хообмена на всем протяжении выработки. Достигается применением ак тивного способа проветривания забоев;

- по температуре поступающего воздуха - это снижение количества тепла на подогрев в холодное время года. Достигается регулированием расхода воздуха, подаваемого в рудник.

Г. Ограничения применения повторного использования воздуха по климатическому фактору.

Очевидно, что по климатическому фактору применение повторного использования воздуха не имеет ограничений. Температура окружающих пород на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений не превышает нормативных значений, следовательно, при достаточно интенсивном воздухообмене она не препятствует нормальной эксплуатации рудников. Влажность воздуха от попадания в него атмосферной влаги изменяется как в сторону снижения, так и увеличения. При обоих процессах возникают негативные явления: или запыленность повышается, или выпадает влага. Повторное использование воздуха способствует сглаживанию обоих процессов - это положительный результат. Ограничивать его бессмысленно.

Таким образом, ограничения применения повторного использования воздуха по климатическому фактору отсутствуют. Особенно если организация его будет выполнена с соблюдением регулирования подачи воздуха в рудник в соответствии с вышеприведенными доводами. Следует также учесть существенный антиаэрозольный вклад повторного использования воздуха.

Климатический фактор не только не препятствует применению частичного повторного использованию воздуха, но и наоборот, сам приобретает наиболее благоприятные для жизнедеятельности человека и безопасной эксплуатации рудников и оборудования параметры.

Д. Возможности по энергосбережению данной технологической операции.

Как для газового и аэрозольного факторов, так и для климатического, несомненно - энергосбережение осуществимо через повторное использование воздуха.

Во-первых - требуется значительно меньше тепла на подогрев атмосферного воздуха, ток как потребности в этом воздухе уменьшаются.

Во-вторых - требуется меньше энергии на проветривание рудника, та как часть воздуха, не выходя на поверхность, вновь поступает в входящую вентиляционную струю. Значит, некоторая часть работы ГВ сокращается. Внутрирудничные выработки имеют относительно мало аэродинамическое сопротивление в сравнении со стволами (в 10-10 раз меньшее), поэтому на преодоление его требуется меньше энергии а так как часть воздуха не проходит по стволам, то это сказывается на сокращении затрат.

В-третьих - используются внутрирудничные утечки воздуха, которы прежде составляли потери, теперь могут вновь быть поданы в венти ляционную сеть. Они активно участвуют в нормализации атмосферны параметров и приобретают некоторую положительность явления.

В-четвертых - снижаются внешние утечки воздуха. Так как расхо воздуха, подаваемого в рудник, сокращается (если даже доля утече в производительности ГВУ остается прежней), то расход утечек со кращается также, как и становиться меньше подача в рудник.

В-пятых - используются большие объемы воздуха, находящегося в вы работках исходящих струй и прошедшего по временно не работающи зонам ведения горных работ. Этот воздух остался незагрязненным является вентиляционным резервом.

Энергосбережение от выполнения частичного повторного исполь зования воздуха в калийных рудниках Верхнекамского и Старобинског месторождений - это неоспоримый факт. Оно назрело давно.

4.5. Выводы.

1. В ходе исследований установлено, что динамика формировани микроклимата атмосферы подземных рудников такова, что практическ все колебания параметров происходят в незначительном участке вен тиляционного пути (1,5 - 2,0 км) от воздухоподающих стволов. Сба лансированные параметры микроклимата остаются неизменными на все остальном протяжении горных выработок за исключением призабойны пространств, где температурные показатели могут иногда достигат значений выше нормативных.

2. Исследованы теплофизические параметры атмосферы в техноло-

гическом процессе проходки тупиковой горной выработки механизированными комплексами при непрерывной отбойке руды. В результате составлены тепловой, влажностный и энергетический балансы, и изучено изменение теплофизических параметров атмосферы по ходу струи, также подробно исследовано изменение температуры воздуха в призабойном пространстве, определены источники и процессы выделения тепла.

3. Разработан способ снижения температуры воздуха в призабойном пространстве тупиковых горных выработок. Он основан на повышении интенсивности воздухообмена между призабойной и срединной частями выработки, что позволило использовать теплоемкость всей или большей части выработки. Построенный на описанном принципе способ показал свою высокую эффективность в условиях рудников при проведении опытно-промышленных испытаний. Температура воздуха в призабойной зоне снизилась и не превышает допустимой правилами безопасности.

4. Изучено влияние тепловлажностных параметров атмосферы рудника на газовый баланс рабочих зон. В период времени года, сопровождающийся конденсацией влаги в руднике, возрастает газообильность исходящей струи рабочих зон. Связано это с растворением пород и выходом микровключенного газа из стенок, кровли и почвы выработок на всем протяжении вентиляционного пути (до 20 км).

5. Обоснована необходимость применения частичного повторного использования воздуха в качестве элемента энергосберегающего проветривания, по отношению к стабилизации микроклимата подземных пространств рудников. В результате управляемой стабилизации достигается снижение запыленности и отсутствие конденсационной влаги. Это ведет к повышению безопасности эксплуатации всех систем рудника (транспорт, энергоснабжение, автоматизация, пути движения людей и т.д.) и позволяет утверждать, что санитарно-гигиенические и технологические требования, предъявляемые к микроклимату рудничной атмосферы, не только не могут служить препятствием повторному частичному использованию воздуха, но, напротив, является фактором, подтверждающим его необходимость и целесообразность.

5. РУДНИЧНЫЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СЕТИ.

5.1. Рациональная организация - основа безопасных и энергосберегающих технологий проветривания рудников.

Анализ состояния проветривания рудников, выполненный в предыдущих главах, обозначил недостаточную эффективность вентиляции по отношению к каждому из факторов: газовому, аэрозольному и микроклиматическому. В то же время, совершенствование методологии проветривания позволило выявить вентиляционные резервы и показать направленность их использования.

Совершенствование технологии проветривания в основе своей строиться на повышении безопасности. Методы реализации данной задачи могут быть как весьма энергозатратными, так и с меньшими затратами. Эффективность проветривания является функцией связывающей уровень безопасности и затраты энергии на поддержание этого уровня.

Способы повышения уровня безопасности связаны как с совершенствованием газового, аэрозольного и микроклиматического режимов, так и с повышением эффективности режима вентиляции рудников. Снижение затрат энергии на проветривание, в конечном итоге, может быть реализовано только через систему вентиляции рудников. Она включает в себя вентиляционные сети и источники движения воздуха.

Для совершенствования систем вентиляции необходимо оценить существующее положение и, используя показатели энергетических затрат, выявить приоритетные направления и очередность их снижения. При этом должны учитываться все вентиляционные резервы: как выявленные ранее, так и связанные с улучшением схем вентиляции и параметров работы источников тяги.

Вентиляция рудника может быть оценена по следующим показателям:

1. Коэффициент доставки воздуха - $K_{дос} = Q_{исп}/Q_{пос}$;
2. Показатель управляемости сети (депрессия) - $H = R\ Q^2_{исп}$, Па;
3. Величина удельных затрат энергии на единицу объема воздуха, поступившего на проветривание рудника - $У_{уд} = N_э/Q_{исп}$, кВт*ч/м^3.

где $Q_{исп}$ и $Q_{пос}$ - соответственно расход воздуха, использованного

по назначению и поступившего в вентиляционную сеть ($м^3/с$), R – аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети ($н/с^2м^8$), $N_э$ – затраты энергии (кВт*ч/с).

Каждый из показателей способен охарактеризовать по-своему эффективность проветривания:

$К_{дос}$ – через величину потерь воздуха на утечки по пути следования;

Н – через возможность применения аэродинамических сопротивлений для управления воздухораспределением;

$У_{уд}$ – через сравнение удельных затрат энергии на участках или во всей сети.

Несомненно, что для решения задачи энергосбережения минимизация величины удельных затрат $У_{уд}$ говорит о приближении ожидаемого результата. Поэтому качество и состояние вентиляционных систем могут быть оценены по показателю:

$$У_{уд} = N_э / Q_{исп}, \qquad (5.1)$$

где $N_э$ – затраты энергии на данном участке вентиляционной сети, кВт*ч.

Физические преобразования энергии наблюдается в двух агрегатах, где электрическая энергия переходит:

- в механическую и тепловую энергию движения воздуха (в вентиляторных установках),
- в тепловую энергию нагрева воздуха (в калориферных установках).

В этих аппаратах возможен контроль общих затрат энергии прямым измерением, например по счетчикам. Затраты энергии на каждом участке вентиляционной сети, могут быть определены по формуле:

$$N_э = Н_{уч} Q_{кос} / 1000 \eta. \qquad (5.2)$$

Тогда, после подстановки (5.2) в (5.1) получим

$$У_{уд} = Н_{уч} / 1000 \eta, \qquad (5.3)$$

где $Н_{уч}$ – депрессия участка, Па, η – коэффициент полезного действия, если на данном участке имеется источник тяги.

Если в данном участке вентиляционной сети имеется источник передачи энергии, то к.п.д. равен относительным потерям в источнике. А

к.п.д. участков без источников, несомненно, должны быть одинаковыми, так как в них процессы развитой турбулентности протекают с подобными полями скоростей и, следовательно, практически одинаковыми потерями, связанными с процессами трением воздуха о поверхность горных выработок и о стенки сооружений. Следует оговориться, что последнее не совсем справедливо для потоков, находящихся в весьма стесненных условиях (например, в щелях или в отверстиях). Поэтому для сравнения принимаются одинаковые по масштабам участки сети и не сравниваются изолирующие устройства со сквозными выработками.

Таким образом, знаменатель в формуле (5.3) для определения $У_{уд}$ в отдельных участках сети, не имеющих вентиляторных установок, может быть принят одинаковым по величине, что удобно при решении задачи сравнения вентиляционных систем. В этом случае (5.3) примет вид:

$$У_{уд} = Н_{уч} . \qquad (5.4)$$

Качественное, но не количественное, сравнение по затратам энергии между участками вентиляционной сети может быть проведено по сопоставлению депрессий этих участков (5.4). Сравнение же затрат энергии в разных вентиляционных сетях, включающих множество участков, должно производиться более сложным вычислением. А именно, решением системы уравнений:

$$\begin{cases} N_{уд} = \sum_{X=1}^{n} \sqrt{H^{3}/R}\,; \\ \sum H = 0; \\ H_{X} = \text{const.} \end{cases} , \qquad (5.5)$$

То есть, через депрессию Н и сопротивление R вентиляционной сети выражается основное условие уменьшения затрат энергии – если депрессия участка вентиляционной сети постоянна, а затраты энергии уменьшаются, и сложившееся естественное воздухораспределение сохраняется, то примененный метод или техническое решения направлено на энергосбережение. Данный вывод не противоречит второму закону сетей. А следовательно, анализируя величины депрессии в ветвях и участках вентиляционной сети, можно обоснованно говорить о величи-

ных затрат энергии в этих же объектах.

Наглядность сравнения может быть обеспечена через относительные величины, например, в процентах от общей депрессии, создаваемой главной вентиляторной установкой.

Величины депрессий основных участков вентиляционных сетей рудников, замеренные в ходе депрессионных съемок приведены в табл. 5.1, где общерудничные вентиляционные сети условно разделены на макроэлементы:

1. Воздухоподающие стволы (Подающ.).
2. Подземные выработки рудников (Руд.).
3. Вентиляционные стволы (Вент.).
4. Подводящие каналы ГВУ(К.).
5. Главную вентиляторную установку (ГВУ).
6. Надшахтное здание вентиляционного ствола (Н.З.).

Именно разделение на эти макроэлементы на первом этапе анализа затрат энергии представлет наибольший интерес, так как, во-первых - в них зафиксированы достаточно большие депрессии, а во-вторых - эти объекты в натурных условиях можно четко разграничить по пространству, что немаловажно для последующей реализации мер по энергосбережению. Проанализировав относительные потери депрессии в элементах вентиляционных сетей рудников (табл. 5.1), следует отметить:

- на проветривание непосредственно горных выработок рудников затрачивается менее пятой части депрессии развиваемой ГВУ;
- наибольшие потери депрессии происходят в вентиляционных стволах, от 30 до 45%;
- во всех выделенных объектах потери депрессии больше чем в главном объекте проветривания - руднике.

Баланс затрат энергии для среднестатистического рудника может быть определен из выражения:

$$N_{ГВУ} = N_{К.} + (N_{Н.З.} + N_{ВЕНТ.} + N_{РУД.} + N_{ПОДАЮЩ.})/2 \quad . \qquad (5.6)$$

Решив (5.6) с применением обобщенных коэффициентов пропорциональности (приведенных в табл. 5.1.) для каждого элемента сети, имеем:

$$N_{ГВУ} = 0.223N_{ГВУ} + 0.392N_{ГВУ} + 0.206N_{ГВУ} + 0.061N_{ГВУ} + 0.118N_{ГВУ} ; \quad (5.7)$$

где $N_{ГВУ}$ – полезная энергия, затрачиваемая ГВУ, $N_{ГВУ} = N_{Э} \cdot \eta_{ГВУ}$; $N_{Э}$ – полная энергия, получаемая из электрической сети ГВУ.

Таблица 5.1.

Потери депрессии в вентиляционной сети рудников.

Наименование рудника	ГВУ ДаПа	Потери депрессии, ДаПа, (%).				
		Канал	Н.здан.	Рудник	Стволы	
					Подающ.	Вент.
БКПРУ – 1	416 (100)	91 (21.9)	325 (78.1)	63 (15.1)	93 (22.4)	169 (40.6)
БКПРУ – 2	393 (100)	79 (20.2)	313.6 (79.8)	52.6 (13.4)	94.7 (24.1)	166 (42.3)
БКПРУ – 4	482 (100)	123 (25.5)	359 (74.5)	79.5 (16.5)	130 (26.9)	149.5 (31.1)
СКПРУ – 1	240 (100)	44 (18.3)	196 (81.7)	26.4 (11.0)	63 (26.2)	106.6 (44.5)
СКПРУ – 2	383 (100)	92 (24.1)	291 (75.9)	47 (12.2)	86 (22.4)	158 (41.3)
СКПРУ – 3	433 (100)	91 (21.0)	342 (79.0)	84 (19.4)	85.3 (19.7)	172.7 (39.9)
СгКПРУ– 1	416 (100)	71 (17.1)	345 (82.9)	51 (12.3)	109 (26.1)	185 (44.5)
СгКПРУ– 2	466 (100)	69 (14.9)	397 (85.1)	63 (13.5)	138 (29.6)	196 (42.0)
СгКПРУ– 3	450 (100)	71 (15.7)	351 (78.1)	55 (12.3)	102 (22.7)	194 (43.1)
СгКПРУ– 4 Ствол 3	291 (100)	64.6 (22.2)	226.4 (77.8)	50 (17.2)	64 (22.0)	112.4 (38.6)
СгКПРУ– 4 Ствол 4	320 (100)	78 (24.3)	242 (75.7)	46 (14.4)	80 (25.1)	116 (36.2)
Сред.показат.ДаПа, (%). Коэф. проп.	**390 (100) 1**	**79 (22.3) 0.223**	**308 (77.7) 0.777**	**56 (12.9) 0.129**	**95 (23.6) 0.236**	**157 (41.2) 0.412**

Таким образом, могут быть определены затраты электроэнергии в каждом элементе вентиляционной сети. Результаты расчетов по рудникам представлены в табл. 5.2.

Изменение баланса затрат энергии, в пользу внутрирудничного проветривания, возможно тремя способами:

1. Уменьшение аэродинамического сопротивления элементов последова-

тельно расположенных в сети (канала ГВУ, вентиляционного и воздухоподающих стволов).

Таблица 5.2.

Затраты энергии в основных элементах вентиляционных сетей при существующих схемах проветривания рудников.

Наименование рудника	Затраты энергии, кВт*час.					
	ГВУ	Канал	Н.здан.	Рудник	Стволы	
					Подающ.	Вент.
Верхнекамское месторождение.						
БКПРУ - 1	1440	321	564	88	170	297
БКПРУ - 2	1047	233	410	64	124	216
БКПРУ - 4	1770	395	694	108	209	365
СКПРУ - 1	1520	339	596	93	179	313
СКПРУ - 2	970	216	380	59	114	200
СКПРУ - 3	1630	363	639	100	192	336
Старобинское месторождение.						
СтКПРУ-1	2400	535	941	145	283	494
СтКПРУ-2	1880	419	737	115	222	387
СтКПРУ-3	1610	359	631	98	190	332
СтКПРУ-4 Ствол 3+4	1330+ +1830	705	1238	193	373	651
Средние значения в % от ГВУ	100	23	38	6	11	22

2. Увеличение аэродинамического сопротивления надшахтного здания вентиляционного ствола, как элемента создающего параллельную ветвь руднику.

3. Создание дополнительного перепада давления во внутрирудничной системе горных выработок с помощью использования источников тяги.

Дадим оценку реализации каждого варианта в сложившихся условиях эксплуатации рудников.

Первый вариант: Увеличить сечение или улучшить аэродинамические качества канала ГВУ возможно только при реконструкции ГВУ. Капитальные затраты соизмеримы со строительством нового канала. На действующих рудниках реконструкция ГВУ не предусматривается - срок службы канала ГВУ соизмерим с временем работы рудника;

Способы снижения сопротивления, создаваемого армировкой стволов, не могут быть выполнены по техническим причинам высокой загрузки

сечений стволов оборудованием. Возможна установка обтекателей на расстрелы, но это не нашло применение, так как требует больших затрат и приостановки работы рудников, выделения времени на производство работ в стволах. Это с экономической точки зрения сводит на нет применение данного технического решения.

Второй вариант. Большие депрессии через надшахтные здания способствуют возникновению внешних утечек воздуха. Можно рассмотреть способы уменьшения этой депрессии. Однако, снижение депрессии зданий приведет к такому же снижению депрессии, приходящейся на вентиляционную сеть рудника, так как это параллельные ветви в единой схеме. Следовательно, снижение депрессии недопустимо.

Можно добиться увеличения депрессии надшахтного здания за счет увеличения давления вентиляторов ГВУ или за счет увеличения аэродинамического сопротивления путей утечек воздуха. ГВУ на рудниках работают на пределе возможности по давлению. При этом любое увеличение депрессии надшахтного здания (согласно решения 5.5 - 5.7) неизбежно влечет за собой повышение затрат энергии, а не наоборот. Данный вариант неприемлем относительно поставленной задачи энергосбережения.

Третий вариант. Является перспективным, но его нельзя отнести к энергосберегающим, так как повышение депрессии внутрирудничной вентиляционной сети может быть достигнуто только за счет дополнительных затрат энергии в ГВУ.

Таким образом, в существующих схемах проветривания рудников затраты энергии распределяются так, что в среднем на проветривание непосредственно внутрирудничных горных выработок расходуется около 6 % энергии ГВУ.

В то же время снижение затрат энергии во всех других элементах сети необходимо, так как они непомерно велики в сравнение с затратами на внутрирудничные сети. Однако, как показал анализ, применение известных методов в сложившихся условиях эксплуатации рудников требует увеличения затрат, а не их снижения. Следовательно, для достижения желаемого результата - существенного снижения

затрат энергии, нужно выработать новые подходы к методам осуществления проветривания.

Небольшие, относительно других элементов, затраты энергии на проветривание внутрирудничной сети не позволяют дать оценку организации вентиляции в руднике с точки зрения затрат. Изыскание резервов экономии энергии здесь не имеет большого значения.

При этом можно констатировать тот факт, что допустимо увеличение энергозатрат во внутрирудничной сети (за счет сокращения их в других элементах и перераспределения) с целью достижения требуемого воздухораспределения.

Рациональная организация проветривания рудников требует разработки методов снижения энергозатрат во всех элементах вентиляционной сети за исключением внутрирудничных выработок. Для каждого элемента вентиляционной сети возможно применение своих способов энергосбережения. Однако, выполненные исследования указывают на то, что существует общий метод, связанный с уменьшением депрессии, приходящейся на вентиляционную сеть рудника. Этот метод должен неизбежно повлечь за собой снижение расходов воздуха в горных выработках. И поэтому до настоящего времени он не применялся. Но проведенный анализ эффективности использования воздуха (выполненный в первых четырех главах) относительно газового и аэрозольного состава, и тепловлажностных параметров, позволяет усомниться в однозначной отрицательной оценке метода энергосбережения, связанного со снижением депрессии во всех элементах вентиляционной сети за исключением внутрирудничных горных выработок.

При внедрении выработанного подхода к энергосбережению очень важно не допустить снижения безопасности ведения горных работ по фактору вентиляция. А именно, добиться такого положения, при котором задачи управления проветриванием во внутрирудничной сети решались с не меньшей эффективностью, чем на сегодняшний день. И даже наоборот, необходимо найти такие варианты решения этих задач, при которых устойчивое воздухораспределение выполнялось в строгом соблюдении расчетных параметров даже при резком изменении параметров

проветривания (например, увеличения внешних утечек воздуха, неправильном шлюзовании и т.п.). Особенно это важно для вентиляционных сетей калийных рудников, которые, как показано в первой главе, имеют сложную топологию и, как результат, массу проблем с воздухораспределением.

В натурных условиях практически не представляется возможным провести необходимые эксперименты, так как это достаточно трудоемко и дорого, а также сопряжено с воздействием на эксплуатацию рудников с не всегда предсказуемыми последствиями. Поэтому основной упор должен быть сделан на моделирование, особенно с использованием математических моделей.

5.2. Математическое моделирование при решении задач управления проветриванием рудников со сложной топологией вентиляционных сетей.

Проветривание рудников может считаться удовлетворительным при условии достаточного поступления воздуха на рабочие места, однако эффективным оно может быть при минимальных потерях воздуха, выраженных через внешние и внутрирудничные утечки.

Увеличение утечек воздуха приводит к снижению к.п.д. вентиляторных установок, увеличению непроизводительных потерь электроэнергии, уменьшению количества воздуха, поступающего на рабочие места и т.д. Это проиллюстрировано в разделе 1.3.

Обострилось противоречие между сложностью задач эффективного управления проветриванием рудников и шахт, и практикой принятия обоснованных технических решений для достижения нормализации вентиляции рабочих мест горняков. Это противоречие проявляется в существенном увеличении затрат на поддержание проветривания рудников (даже в условиях сокращения добычи полезного ископаемого), а так же в авариях, приводящих к гибели людей и материальных ценностей.

Отсутствие системного подхода к принятию решений и неопределенность в приоритетности задач и методов их реализации приводит к тому, что из подаваемых ежесекундно в рудник вентилятором главного

проветривания 400-550 $м^3/с$ воздуха, для проветривания забоев (30-35 комбайнов) используется не более 150-170 $м^3/с$ воздуха, а для проветривании камер служебного назначения не более 60-70 $м^3/с$ воздуха, остальное составляют вынужденные потери. Реальный коэффициент использования воздуха 0,35-0,55.

Одним из основных недостатков существующей системы принятия технических решений является то, что эта система не обладает обратными связями и ограничена обоснованными требованиями, например ЕПБ или "Руководства по проектированию вентиляции шахт". В такой системе до реализации технического решения невозможно объективно оценить правильность выбранного метода и примененных средств управления воздухораспределением. Теоретически обратные связи могут быть реализованы через негативный опыт, накапливаемый в сфере производства. Однако, этого не происходит вследствие единичности и уникальности выполняемых мероприятий. Реальным способом организации обратной связи является апробация решений путем проведения вычислительного эксперимента.

На калийных рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений вентиляционные сети имеют малое аэродинамическое сопротивление. В данных вентиляционных сетях на распределение воздуха оказывает существенное влияние величина депрессии. Депрессию создают вентиляторные установки. Необходимо прогнозировать режимы работы вентиляторных установок и возможные результаты управления проветриванием с их помощью.

Постоянное изменение ситуации в рабочих зонах, связанное с производственным процессом, требует вмешательства в управление распределением воздуха как внутри зон, так и между ними.

Для этого проводится вычислительный эксперимент на математической модели рудника со сложной топологией (расчет параметров проветривания), целью которого являлся поиск оптимальной стратегии принятия решений при регулировании расхода воздуха в элементах вентиляционной сети сложной топологии и выбора метода и средств распределения воздуха.

Для обеспечения значительных объемов добычи в руднике работает несколько десятков забоев. Эти забои рассредоточены по всему шахтному полю в пределах нескольких пластов или горизонтов. Все выработки, где ведутся горные работы, согласно ЕПБ, проветриваются обособленно. Таким образом, создаются сложные разветвленные вентиляционные сети, состоящие из нескольких тысяч ветвей (горных выработок) и сотен регулирующих устройств.

В существующих системах проветривания, когда общешахтная депрессия создается одной ГВУ большой мощности, установленной на поверхности, депрессия ГВУ снижается по причине больших внешних утечек воздуха и больших аэродинамических сопротивлений стволов. На рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений такие потери составляют от 60 до 75 %.

Многочисленные параллельные и диагональные соединения способствуют тому, что внутрирудничные вентиляционные сети имеют очень малые аэродинамические сопротивления, а депрессия их невелика. В данных сетях практически неизбежно появление труднопроветриваемых зон, которые образуются вследствие снижения общешахтной депрессии, приходящейся на систему горных выработок, до уровня, не позволяющего обеспечить подачу воздуха в достаточном количестве.

Причинами возникновения труднопроветриваемых зон становятся не только конструктивные особенности сетей, но и большие внутрирудничные утечки, неизбежно появляющиеся на весьма протяженных вентиляционных путях (до 20 км), а также нерациональное управление потоками воздуха при недостаточном давлении ГВУ. Устранение причин возможно только эффективным управлением воздухораспределением, что связано с перераспределением общешахтной депрессии.

Для выявления эффективности различных вариантов перераспределения депрессии проведено более 500 вычислительных экспериментов, построенных на решении сетевых задач с использованием усредненных аэродинамических параметров 9 рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений (рис. 5.1).

В вычислительных экспериментах, на базе модели реального рудника

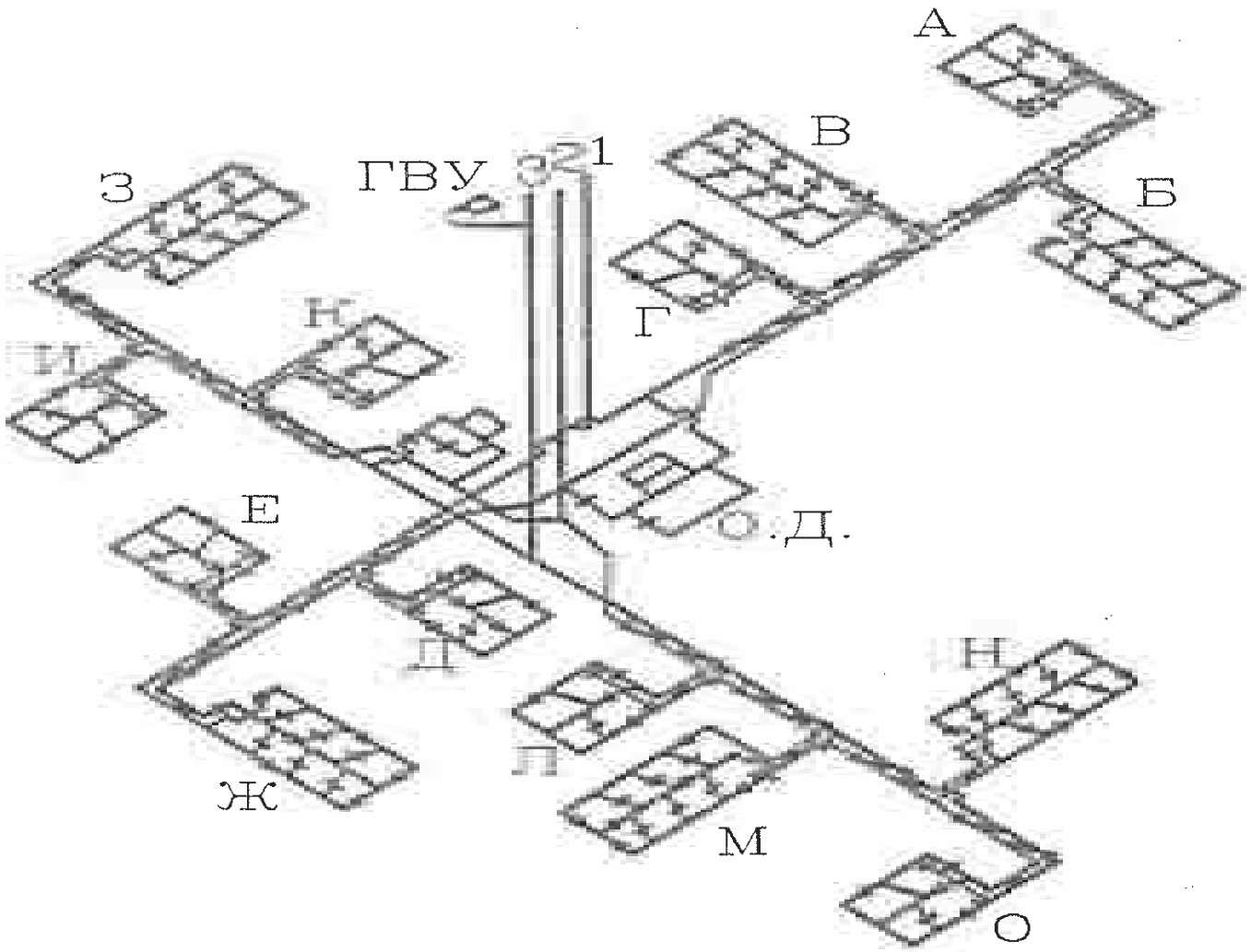


Рис.5.1. Схема вентиляции рудника, примененная для выполнения численного эксперимента.

А...О—обозначение панелей или блоков;
1,2,3—обозначение устьев стволов рудника;
ГВУ—главная вентиляторная установка;
О.Д.—выработки камер служебного назначения;
—вентиляционные перемычки и сооружения.

(рис. 5.1), производились регулирующие воздействия, соответственно имитирующие в натурных условиях работу вентилятора или установку перемычек в:

а). Главных выработках,

б). Панельных штреках,

в). Рабочих зонах,

в различных комбинациях и с разными аэродинамическими характеристиками. При этом изучался отклик на воздействие - в виде изменения депрессии рабочих зон по отношению к депрессии внутрирудничной сети горных выработок. На рис. 5.1. буквами от А до О обозначены рабочие зоны рудника.

Полученные результаты, представленные на рис. 5.2-5.10, обобщенные на рис. 5.11, позволяют качественно оценить организацию воздухораспределения разными методами. Изменение депрессии рабочих зон (рис. 5.11) H_i от нуля до величины депрессии рудника H_0 производится при регулировании режима работы вентиляторов. Текущее - i-тое значение депрессии, по отношению к максимальному H_0, показывает относительное изменение депрессии в рабочей зоне. Это изменение выполняется за счет регулирования величины сопротивления R_i перемычек до максимально возможного состояния R_0. R_i/R_0 - относительное сопротивление перемычек. Чем больше значение H_i/H_0, тем эффективнее воздухораспределение в рабочих зонах.

Построенные зависимости (рис. 5.11) отражают 3 основных варианта регулирования воздухораспределением для существующих систем проветривания, и четвертый - разработанный на основе анализа первых трех:

- первый вариант (хар-ка 1, рис. 5.11), в котором происходит изменение депрессии за счет регулирования давления на ГВУ и (или) на вентиляторных установках (ВУ), расположенных в главных выработках. При этом перемычки применяются в рабочих зонах. В данном варианте достигается высокая эффективность управления потоками при применении перемычек с малым сопротивлением, но при значительном увеличении давления на ВУ;

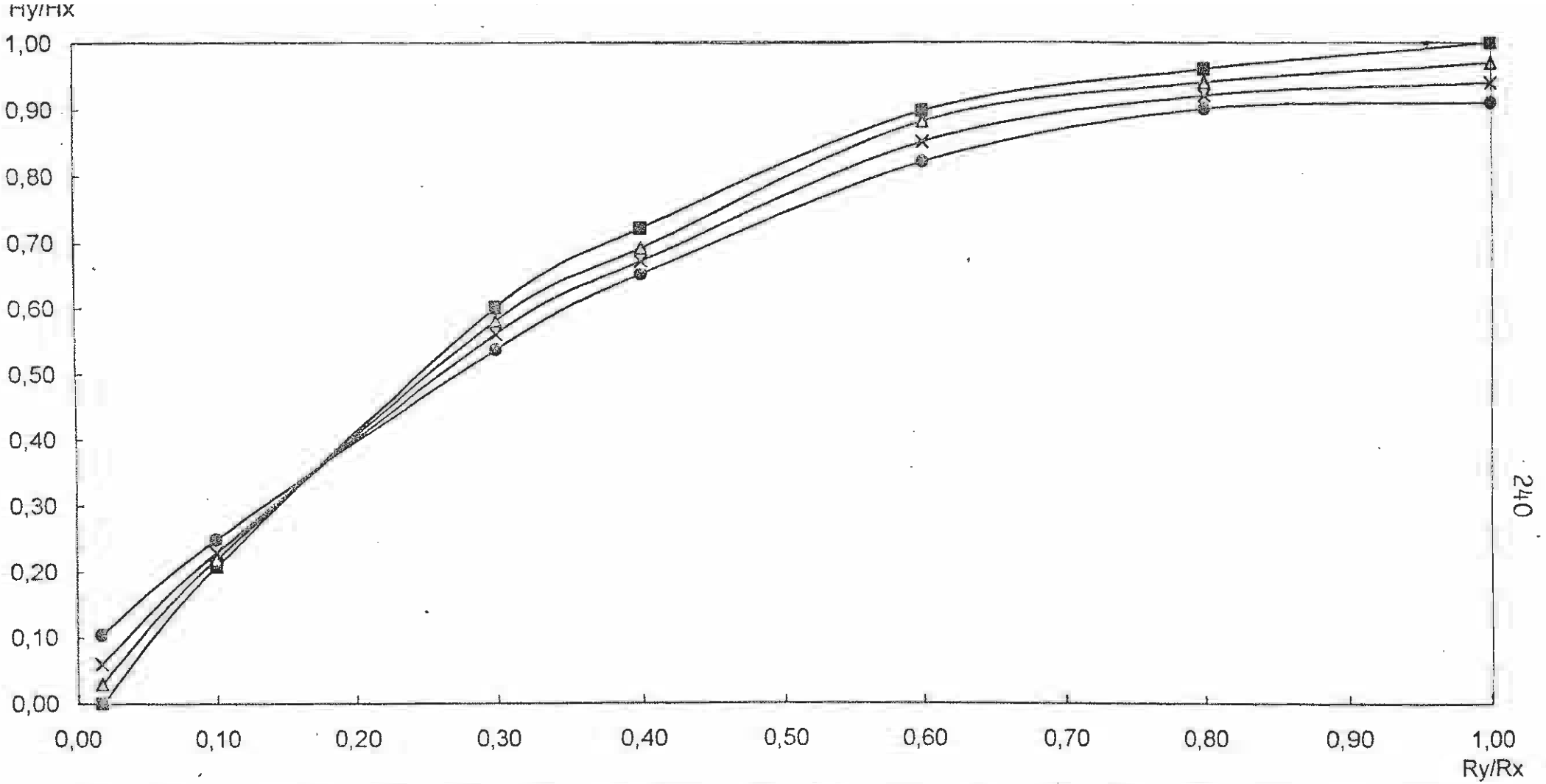


Рис.5.2. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Ну/Нх при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx соответственно экспериментальных точек:

△ - в выработках главных направлений А,Б,В,Г панелей;

✕ - тоже, И,З,К панелей; ● - тоже, Л,М,Н,О панелей; ■ - тоже, Е,Ж,Д панелей.

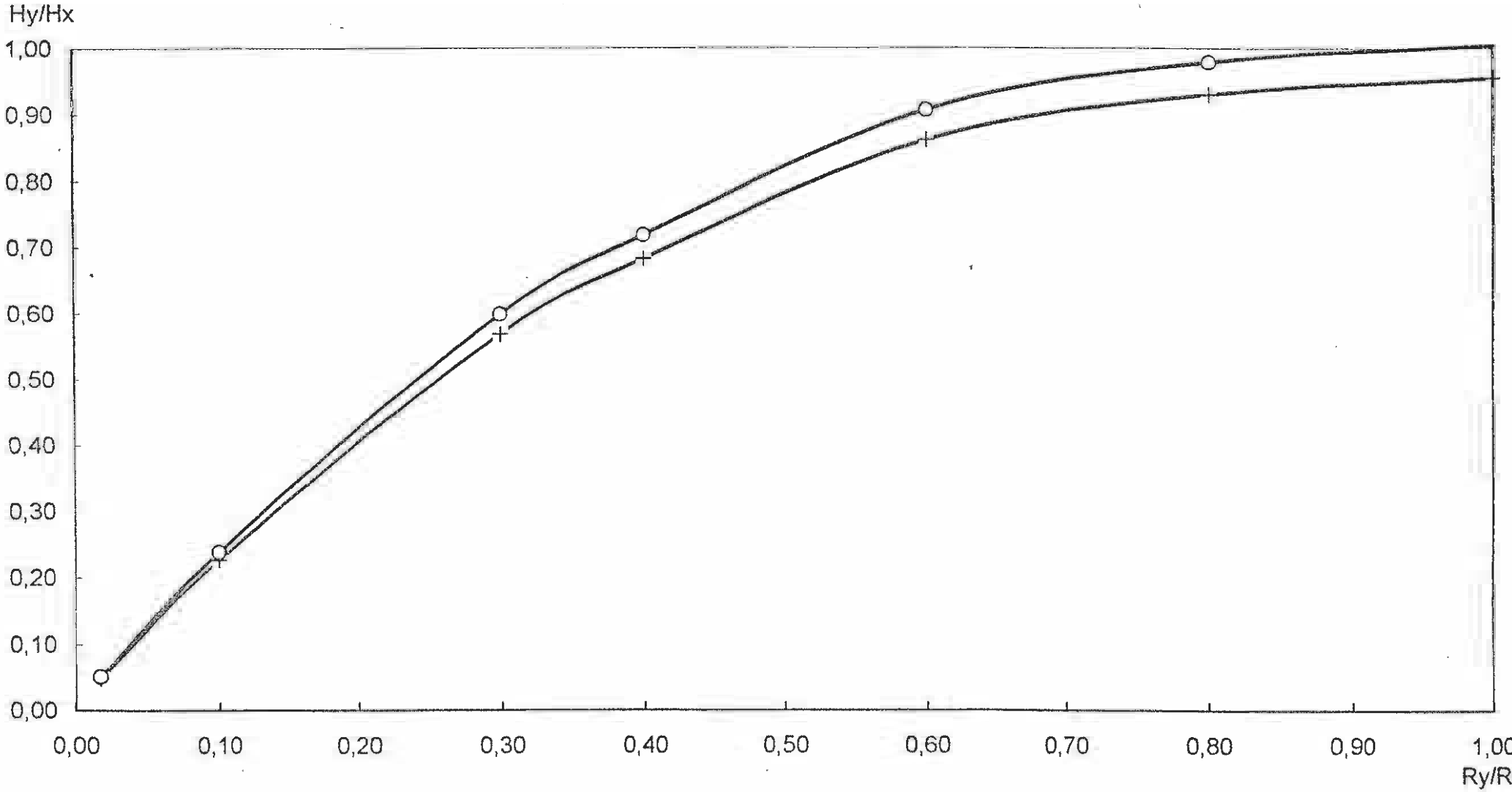


Рис.5.3. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx соответственно экспериментальных точек:

o - в выработках околоствольного двора верхнего горизонта;

\+ - тоже, нижнего горизонта.

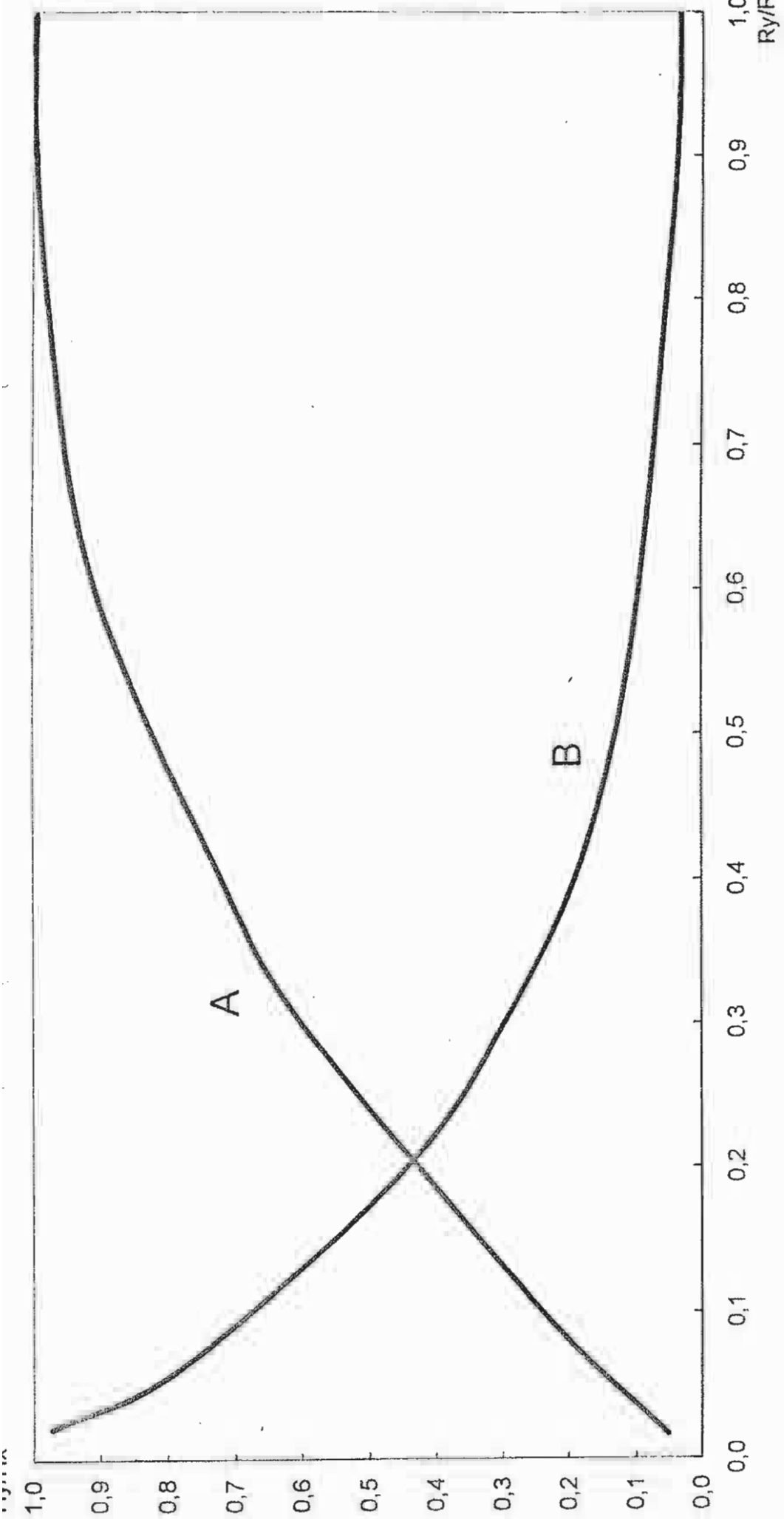


Рис.5.4. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx соответственно:

A - в выработках главных направлений;

B - в выработках непосредственно самих панелей или блоков.

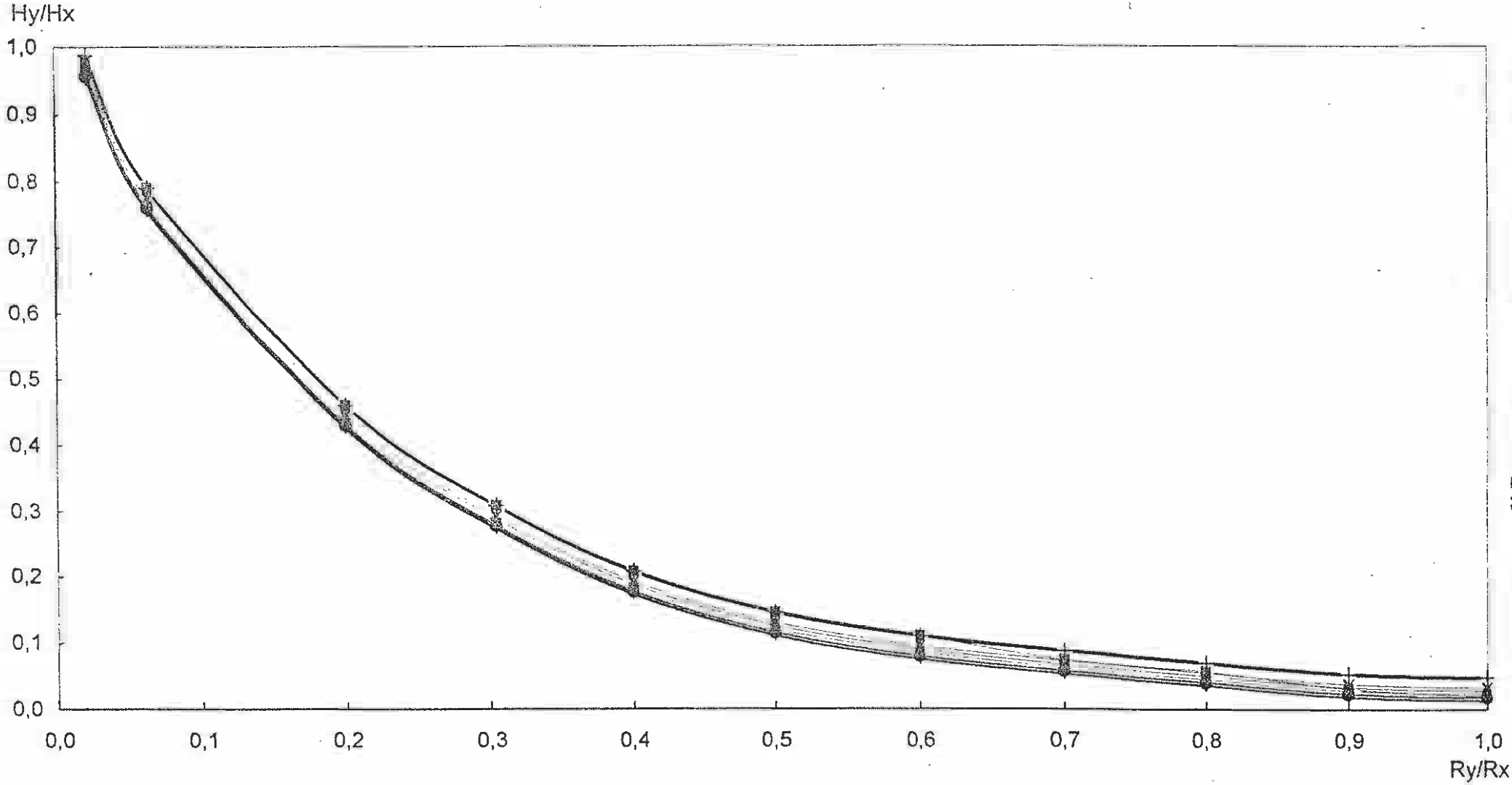


Рис.5.5. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx соответственно экспериментальных точек:

□ - в выработках панели А; – - тоже, Б; ● - тоже, В; | - тоже, Г; ▲ - тоже Д; ◆ - тоже Е; ▽ - тоже, Ж.

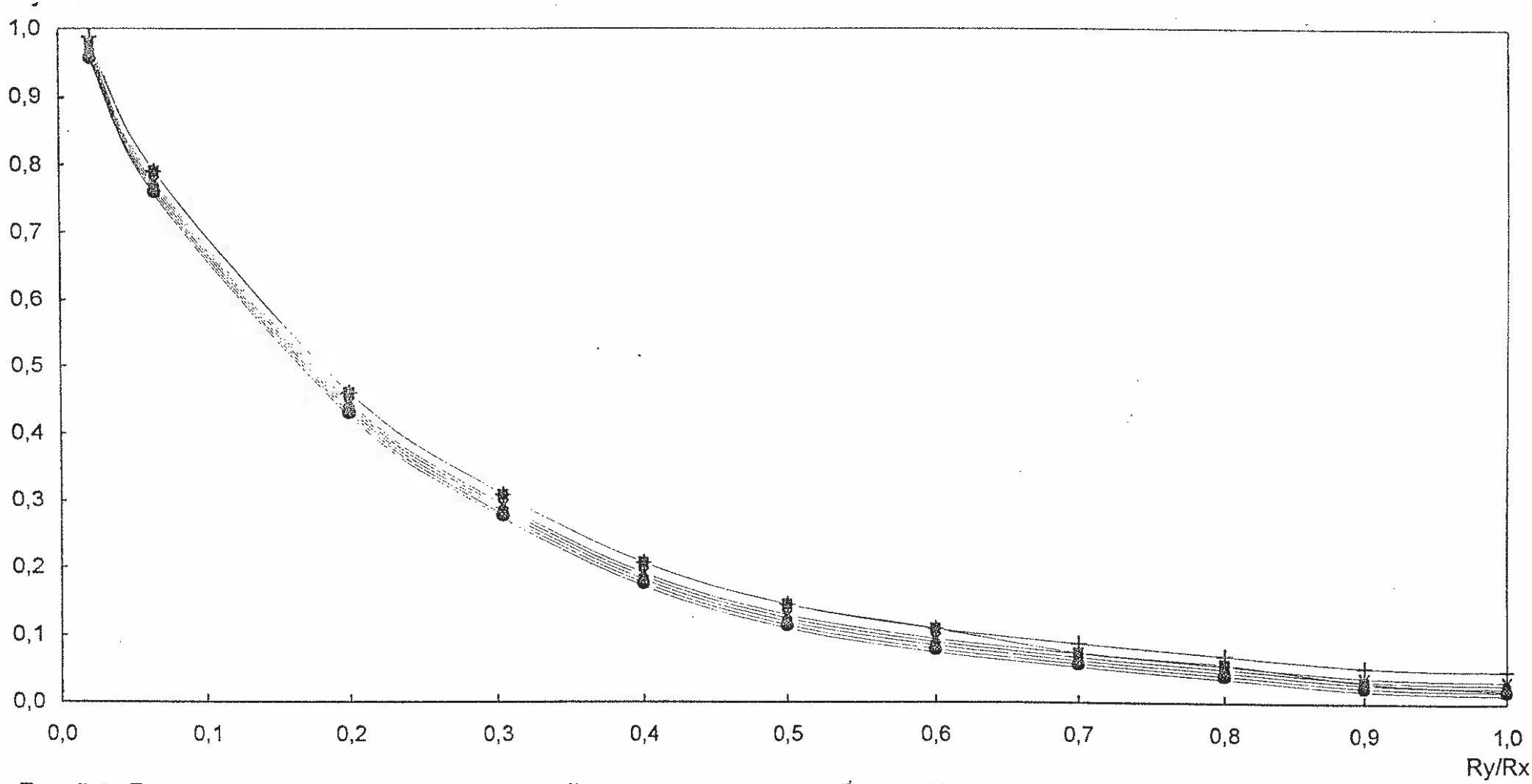


Рис.5.6. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Ну/Нх при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx соответственно экспериментальных точек:

■ - ■ выработках панели З; △ - тоже, И; o - тоже, К; + - тоже, Л; × - тоже М; ◇ - тоже Н; ▽ - тоже, О.

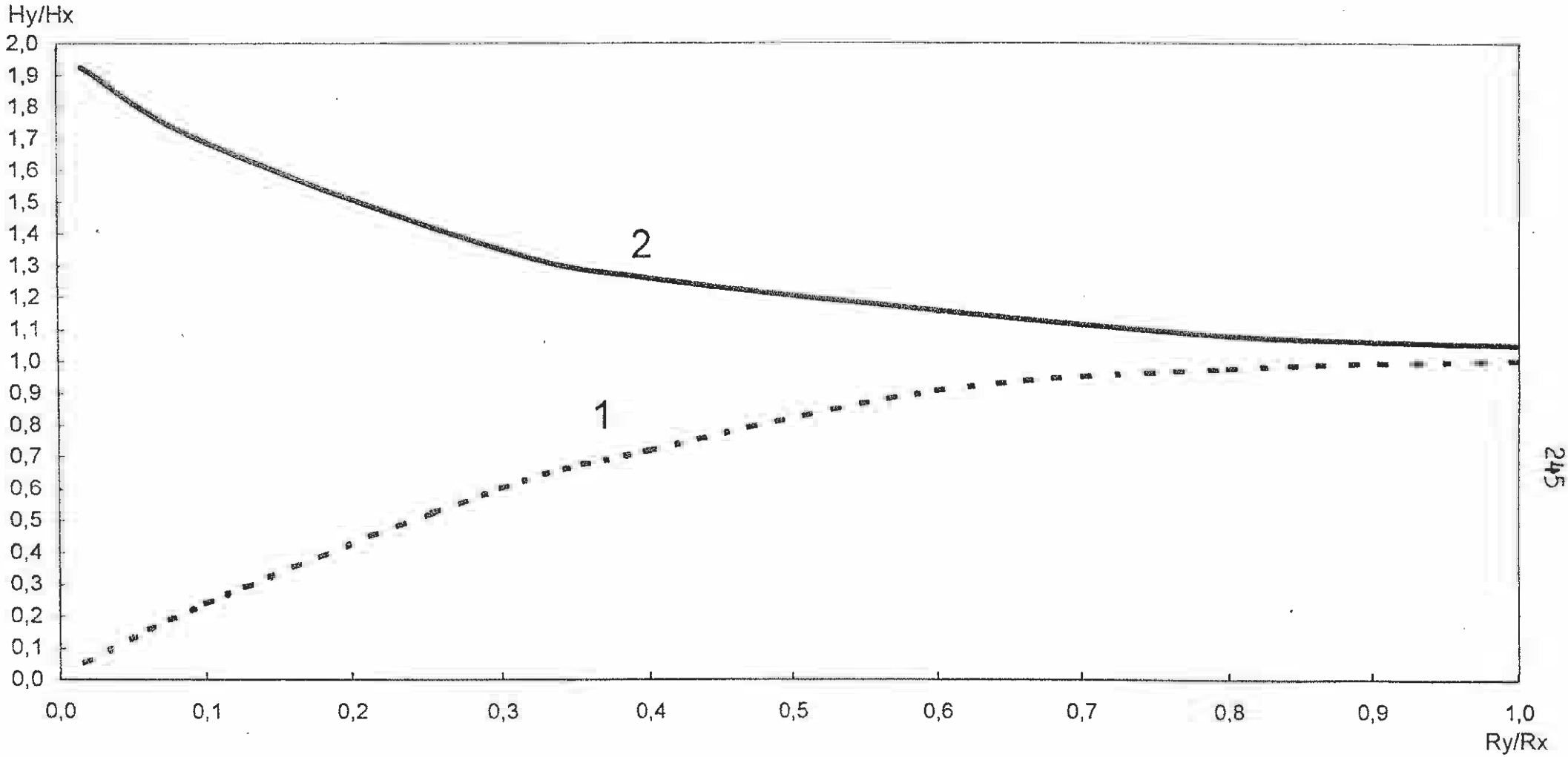
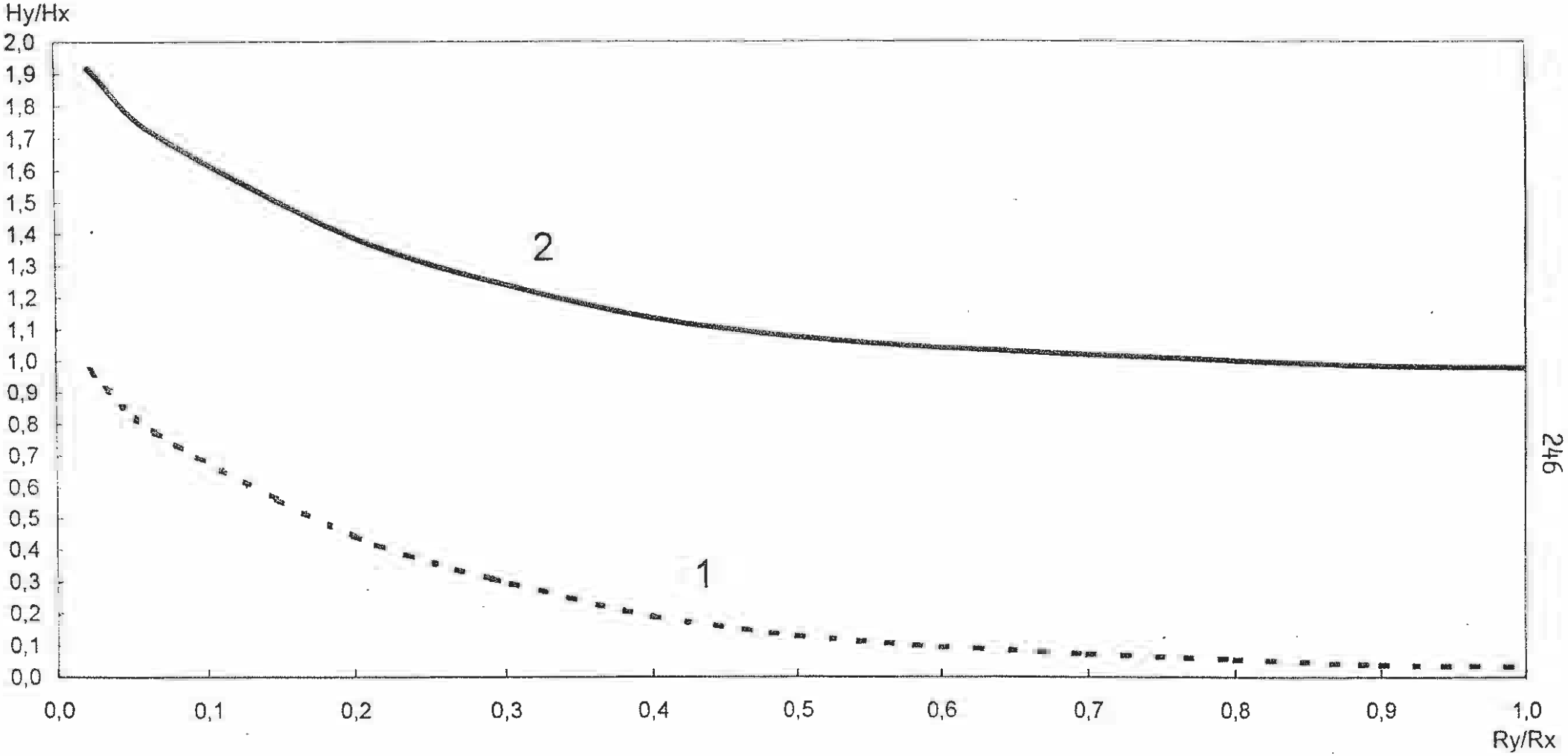


Рис.5.7. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторных установок в выработках главных направлений и изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx здесь же, соответственно:

1 - без использования вентиляторной установки;

2 - с ипользованием вентиляторной установки.



246

Рис.5.8. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторной установки в выработках главных направлений и изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx в выработках панели (блока), соответственно:

1 - без использования вентиляторной установки;

2 - с применением вентиляторной установки.

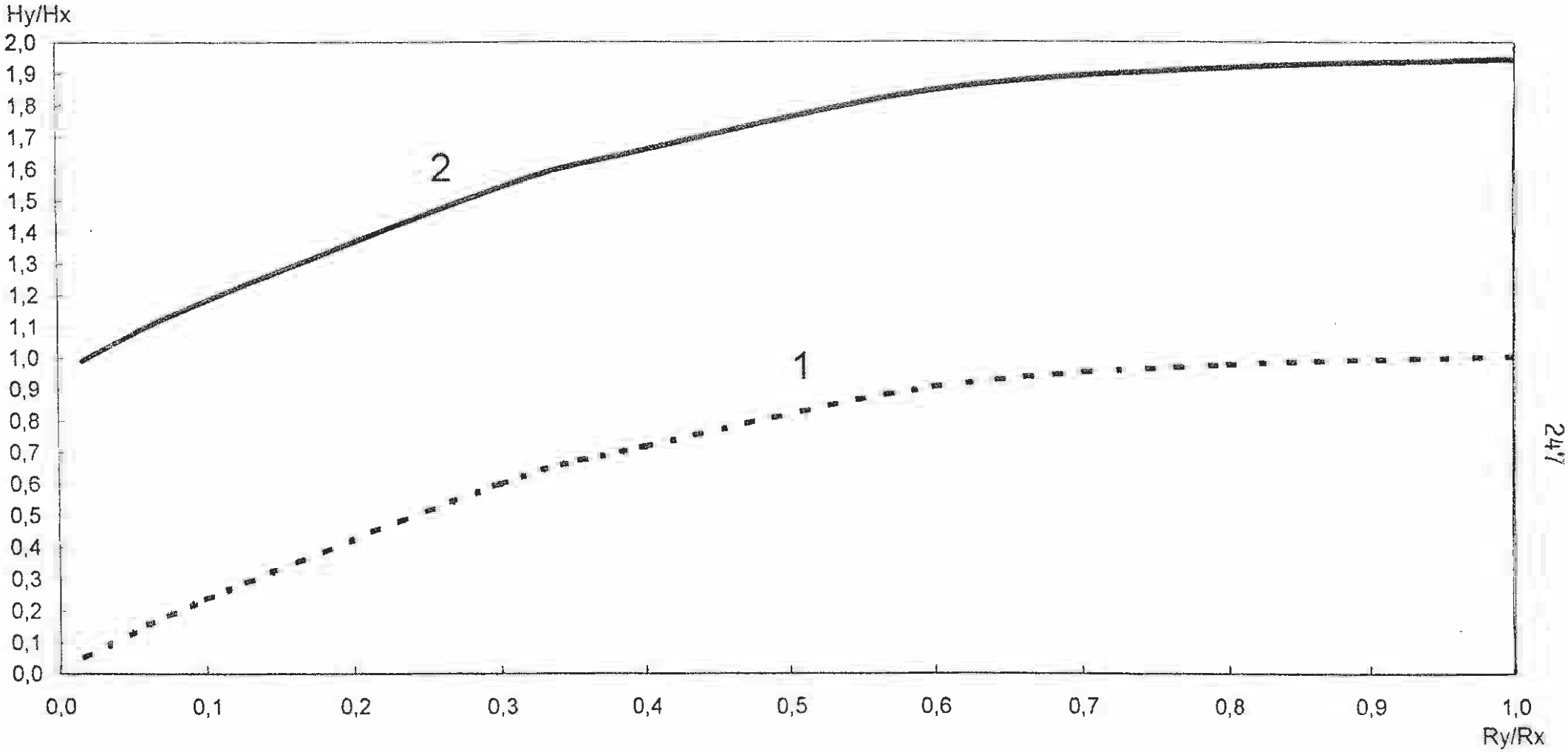


Рис.5.9. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторных установок в выработках панелей (блоков) и при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx в выработках главных направлений:

1 - без вентилятоной установки;

2 - с применением вентиляторной установки.

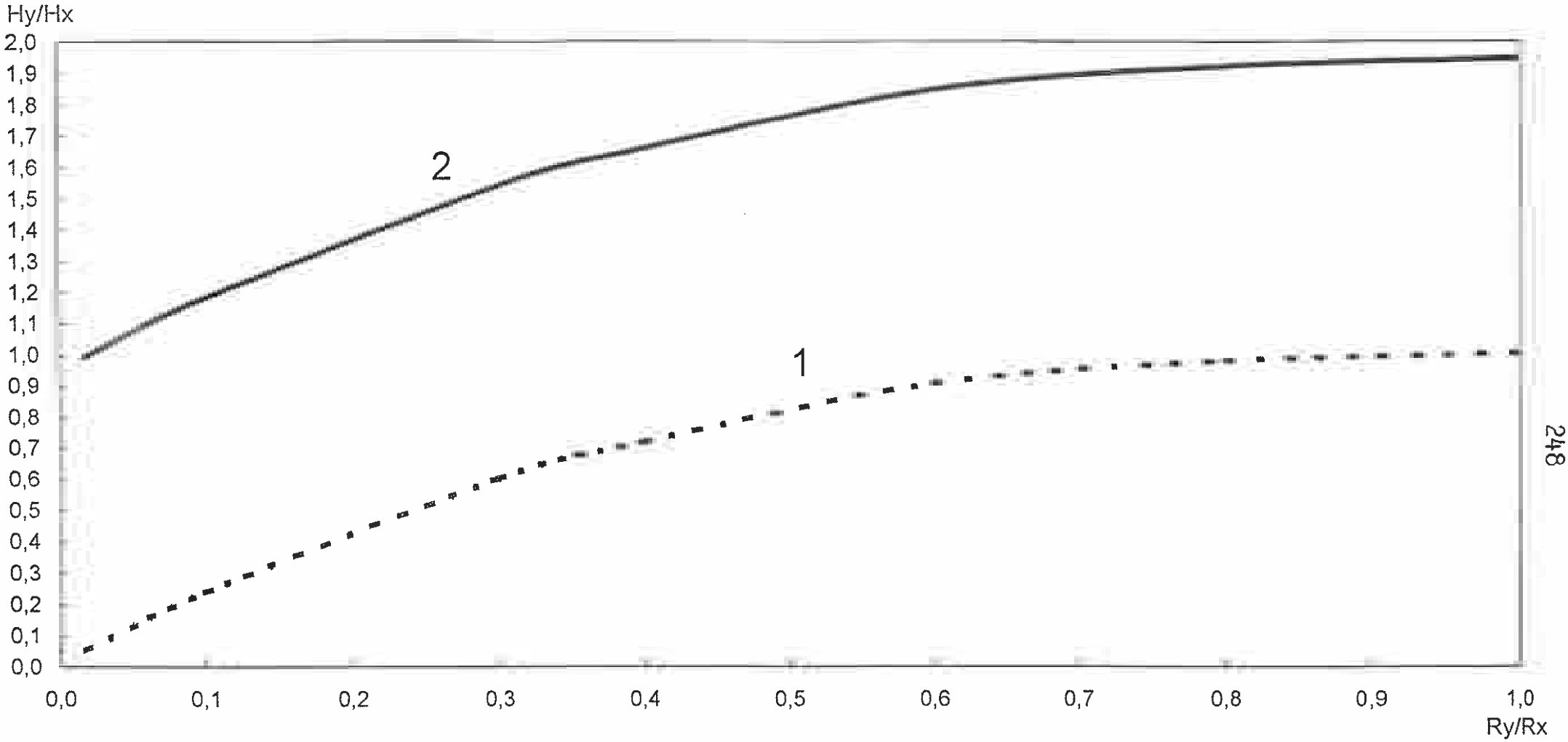


Рис.5.9. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Ну/Нх при использовании вентиляторных установок в выработках панелей (блоков) и при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx в выработках главных направлений;

1 - без вентилятоной установки;

2 - с применением вентиляторной установки.

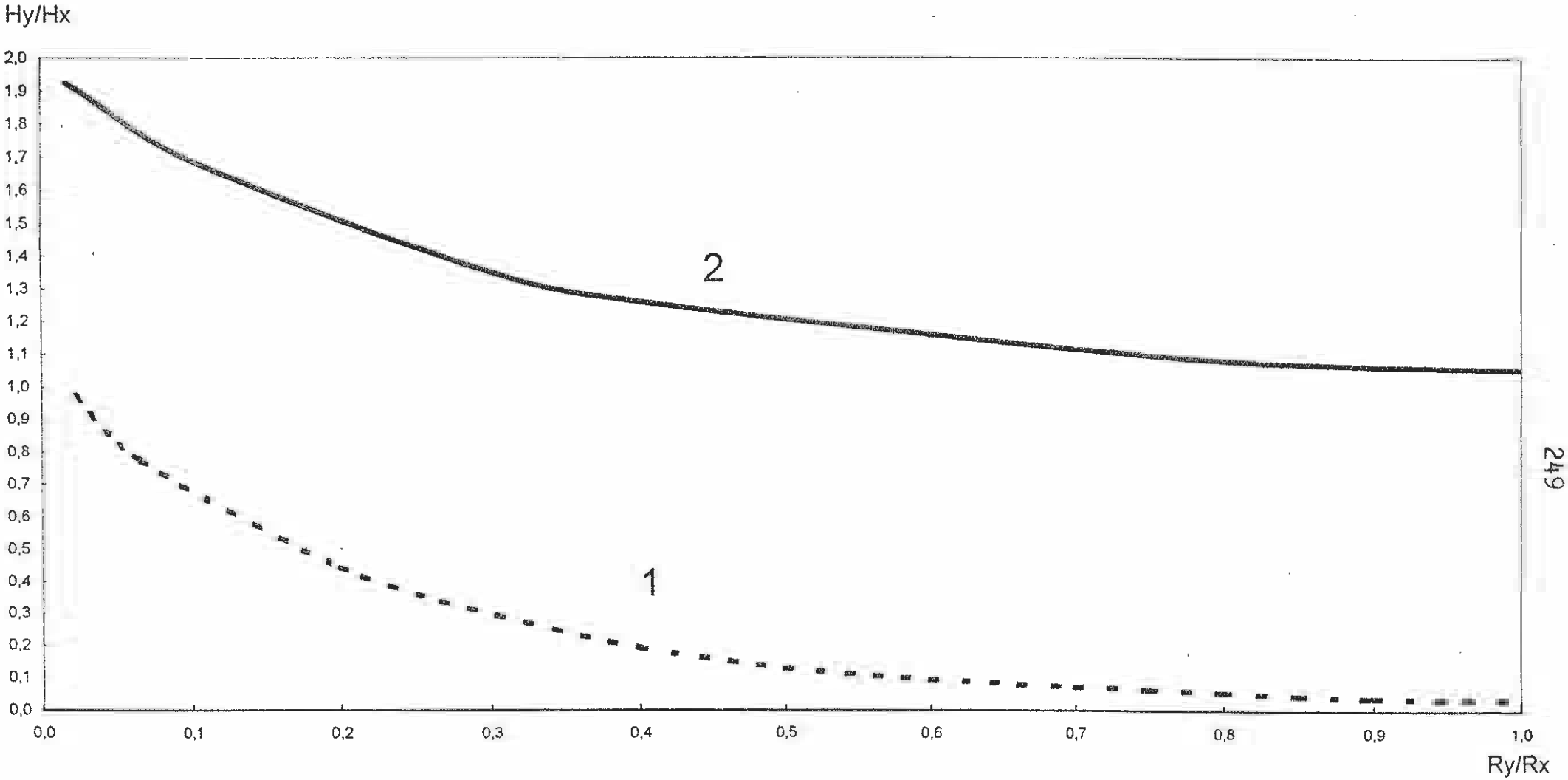


Рис.5.10. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторных установок в выработках панели (блока) и при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления отрицательных регуляторов расхода воздуха Ry/Rx здесь же, соответственно:

1 - без вентиляторной установки;

2 - с применением вентиляторной установки.

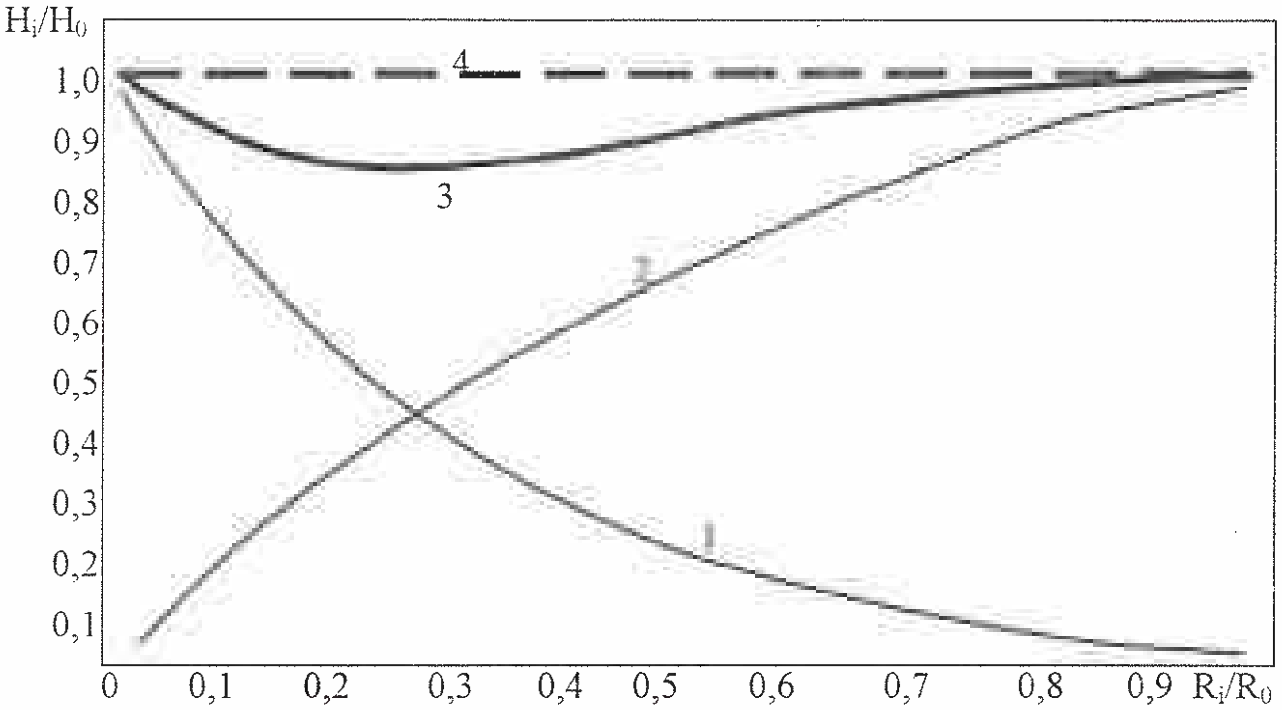


Рис. 5.11. Относительное изменение депрессии рабочих зон при разных вариантах организации управления воздухораспределением в руднике. Пояснения в тексте.

- второй вариант (хар-ка 2, рис. 5.11), при котором депрессия регулируется давлением ВУ, расположенных в рабочих зонах и (или) панелях. При этом в выработках главных направлений увеличивают герметичность перемычек. Во втором варианте высокая эффективность управления потоками при больших сопротивлениях перемычек, а давление, развиваемое ВУ, влияет незначительно;
- третий вариант (хар-ка 3, рис. 5.11), - комбинация 1-го и 2-го. В этом случае выполняется рассредоточенное размещение внешних и внутрисетевых средств воздухораспределения с различными аэродинамическими параметрами и характеристиками, эффективность управления потоками воздуха в рабочих зонах постоянно высока;
- хар-ка 4, рис. 5.11 - вариант с применением 1-го и 2-го вариантов в условиях выполнения частичного повторного использования воздуха.

Анализ проведенных исследований показал, что разница между 1 и 2 вариантами отражает структуру вентиляционной сети, так как каждая рабочая зона проветривается обособленно, а главные выработки

– последовательно им. Только применение третьего варианта позволяет избежать появления труднопроветриваемых зон. Поэтому необходимо использовать рассредоточенное расположение ВУ на всем протяжении вентиляционного пути. Необходимые параметры аэродинамических характеристик ВУ могут быть получены при вычислительных экспериментах для конкретного местоположения в руднике. С необходимыми параметрами создана серия ВУ частичного и местного проветривания, для ВУ разработан комплекс нормативно-технической документации.

С целью подтверждения полученных результатов проведены опытно-промышленные испытания совместной работы разнотипных источников тяги (вентиляторов главного, частичного и местного проветривания) на рудниках БКПРУ – 1, 2, 4 ОАО «Уралкалий», СКПРУ – 1, 2, 3 ОАО «Сильвинит», СгКПРУ – 1, 2 и 3 ПО «Беларуськалий», они полностью подтвердили результаты вычислительных экспериментов и работоспособность разработанных ВУ. Результаты некоторых натурных исследований приведены в табл. 5.3.

Таблица 5.3.

Результаты натурных исследований, составленные по данным воздушно-депрессионных съемок за период 1987-1999 г.

Наименование рудника	Место расположения регулятора воздуха в системе горных выработок.	Падение депрессии, Па	
		До изменения режима работы ГВУ	После изменения режима работы ГВУ
БПКРУ-1	Гл. ю-з вент. штр.	212	97
БПКРУ-1	9 вос.пан.выем.штр.	17	19
БПКРУ-2	14 пан.выем.штр.	32	37
БПКРУ-2	Гл.сев.вент.штр.	241	131
БПКРУ-4	Гл.сев.вент.штр.Ст.3	321	165
БПКРУ-4	3 юг.зап.пан. 1 б.	19	18
СПКРУ-1	Гл.ю-з.вент.штр.Ст.1	120	66
СПКРУ-1	4 сев.Пан.Вент. штр.	22	21
СПКРУ-3	пан.вент.штр.10 б.	39	35
СПКРУ-3	Гл. трансп.штр.О.Д.	439	121
СгПКРУ-1	Околоствол. Двор.	1234	654

В результате была разработана методика управления воздухораспределением и руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон.

Разработка методики стратегического и оперативного управления воздухораспределением.

Обеспечение рационального выбора способа (отрицательного или положительного) управления подачей воздуха в рабочие зоны и надежность его применения может быть достигнута с помощью применения аэродинамических процессов, протекающих при регулировании потоков воздуха в элементах вентиляционных сетей со сложной топологией. В ходе вычислительных экспериментов установлено, что эти процессы представляют две функции (рис. 5.2-5.10), одна из которых может быть описана уравнением:

$$Hy/Hx=(Ry/Rx)^3 - 4(Ry/Rx)^2 + 5(Ry/Rx) + 0,02 . \quad (5.8)$$

Вторая - уравнением вида:

$$Hy/Hx = 1 / 3,2(Ry/Rx) , \quad (5.9)$$

имеющим физический смысл в граничных условиях по Hy/Hx от 0 до 1. Где Hy/Hx и Ry/Rx - соответственно отношение депрессии рабочей зоны к депрессии внутрирудничной сети и отношение аэродинамического сопротивления выработок рабочей зоны к сопротивлению рудника.

Постоянное изменение ситуации в рабочих зонах, связанное с производственным процессом, требует вмешательства в управление распределением воздуха как внутри зон, так и между ними.

В то же время развитие горных работ, как показывает практика, (например, табл. 5.4), требует глобального перераспределения воздуха между горизонтами, крыльями и направлениями рудника, особенно при вводе или выводе из эксплуатации больших объектов. Это происходит не спонтанно, а в соответствии с планами горных работ, и требует стратегического управления с прогнозированием возможных последствий. Для составления прогноза, уравнения (5.8 и 5.9) следует объединить в систему, и найти ее решение.

Тремя корнями уравнений и началом отсчета четко выделяются три участка. Каждый участок соответствует определенному ожиданию эффективности выполняемых мероприятий:

Первый - со значениями от 0 до 0,26, является участком с высокой степенью эффективности применения отрицательного способа управле-

ния потоками воздуха;

Второй (0,27-0,69) - с низкой;

Третий (0,70-1,0) - применение отрицательного способа управления потоками воздуха теряет смысл, следует изыскивать другие способы повышения депрессии (например, увеличить давление на ГВУ, снизить сопротивление главных выработок, или применить подземную вентиляторную установку, и т.п.).

Таблица 5.4.

Реорганизация горных работ в больших масштабах.

Рудник.	Погашаемые объекты.	Вводимые объекты.
БКПРУ-1	Юго-запад. и центр. напр.	Северо-восточное напр.
БКПРУ-2	Юго-запад. Панели.	Северо-западное напр.
БКПРУ-4	Северное направление	Юго-западные панели
СКПРУ-1	Северо-западное напр.	Юго-западное направление
СКПРУ-2	Северо-восточное напр.	Юго-восточное направление
СтКПРУ-1	Второй горизонт	Прирезка шахтного поля
СтКПРУ-2	Второй горизонт	Прирезка шахтного поля

Для каждого рудника в текущий период времени возможно определение участков. Производится это вместе с проведением очередной плановой воздушно-депрессионной съемкой.

Таким образом, получена приемлемая для практических условий система определения ожидаемой эффективности применения вентиляционных сооружений, которая состоит в следующем:

1. Необходимо измерить депрессию горизонта $H_г$.

2. Измерить депрессию панели $H_п$, в которой необходимо регулирование потоков воздуха, в том числе и сокращение утечек.

3. Определить величину отношения $H_п / H_г$, полученный результат отложить на оси ординат, вынести его горизонтально на один из графиков А или В. Точка пересечения окажется принадлежащей одному из описанных выше участков.

4. Сравнить ожидаемую эффективность мероприятий от регулирования внутри панели и на главных направлениях.

5. Подобрать перемычку нужного сопротивления, или, при нецелесообразности отрицательного регулирования, использовать положительное (учитывая то, что ГВУ всех рудников практически исчерпали резервы по давлению, наиболее приемлемым является применение подземных вспомогательных вентиляторных установок).

Аналитические уравнения (5.8 и 5.9) достаточно точно для инженерных расчетов позволяют описать наблюдаемые в вычислительном эксперименте процессы. При этом, проведя необходимые измерения в натурных условиях, нами получены уточненные для каждого рудника уравнения, решение которых позволяет ответить на вопрос – будет ли эффективно мероприятие (техническое решение), связанное с увеличением герметичности или с установкой новой перемычки для нормализации проветривания конкретной панели или блока.

Применение положительного регулирования с помощью вентиляторных установок, расположенных:

- в выработках главных направлений;
- в панельных или блоковых выработках непосредственно у границ рабочих зон,

совместно с отрицательным регулированием перемычками в пределах:

- главных направлений;
- рабочих зон,

дает четыре разных варианта изменения относительной депрессии панелей или блоков. Эти варианты представлены в виде графиков (рис.5.7 – 5.10) по результатам вычислительных экспериментов, проведенных на разработанной модели, при условии, что источники тяги создают депрессию, соизмеримую с максимальной, равной Hг:

1. вариант (рис 5.7). Размещение вентиляторной установки в воздухоподающих выработках главных направлений и регулировка сопротивлений здесь же.
2. вариант (рис 5.8). Размещение вентиляторной установки в воздухоподающих выработках главных направлений и регулировка сопротивлений перемычек, установленных в панелях или блоках.

3. вариант (рис 5.9). Размещение вентиляторной установки в воздухоподающих выработках панели (блока) и регулировка сопротивлений в выработках главных направлений.

4. вариант (рис 5.10). Размещение вентиляторной установки в воздухоподающих выработках панели (блока) и регулировка сопротивлений здесь же.

Из результатов вычислительных экспериментов видно, что:

- увеличение аэродинамического сопротивления с помощью перемычек в выработках главных направлений постепенно сводит на нет эффективность применения вентиляторных установок, расположенных в главных выработках (рис. 5.7). Депрессия в рабочих зонах снижается, в то время, как без использования вентиляторных установок она возрастает;
- в других вариантах, с применением вентиляторных установок (рис. 5.8 – 5.10) эффективность утравления потоками воздуха соответствует дополнительным затратам. Зависимость изменения относительной депрессии поднимается на величину равную депрессии источника тяги и повторяет форму, свойственную процессу, в котором вентиляторная установка не применялась.

Выявленные особенности позволили разработать методику, включающую:

– во первых, определение стратегии принятия решений при обеспечении необходимым количеством воздуха конкретной рабочей зоны, заключающееся в проведении измерений депрессий данной рабочей зоны и горизонта, в котором находится эта зона, и расчете отношения первой величины ко второй. По данному показателю относительной депрессии зоны оценивается возможность применения отрицательного или положительного способов регулирования расхода воздуха, и принимается один из них;

– во вторых, по измеренной величине депрессии рабочей зоны определяется давление, которое должен создавать источник тяги (при условии использования положительного регулирования (рис 5.7-5.10)), или степень герметичности планируемых вентиляционных сооружений

(при отрицательном способе (рис. 5.3-5.6)).

- в третьих, выбирается место размещения средств регулирования: либо в границах рабочей зоны, либо за пределами границ зоны на главных направлениях. При этом выбираются соответственно места или зоны в которых регулируются расходы воздуха с помощью перемычек (рис 5.7-5.10).

Промышленные испытания предложенной методики позволили, в ходе проведения плановых воздушно-депрессионных съемок, разработать рекомендации и внедрить, в период 1993 -1997 годов, подземные вентиляторные установки как большой (на главных направлениях), так и малой мощности (в пределах рабочих зон). Для этих целей нами предложены вентиляторные установки эжекторного типа, работающие через перемычку и без применения перемычки. Первые предназначены для повышения депрессии в рабочих зонах, а вторые для увеличения расхода воздуха за счет скоростного напора без изменения депрессии (способ позволяет минимизировать утечки воздуха в вентиляционных сооружениях и, за счет этого, повысить коэффициент доставки воздуха в рабочую зону).

Таким образом, комплекс разработанных методов и средств распределения воздуха в элементах вентиляционных сетей со сложной топологией позволяет обеспечить рациональный режим управления подачей воздуха в рабочие зоны, а также обеспечить повышение управляемости потоками воздуха в пределах рабочих зон совместным использованием отрицательного (перемычками, шлюзами, вентиляционными окнами и т.п.) и положительного (с помощью вентиляторных установок) регулирования.

На основе предложенного комплекса методов разработана нормативно-техническая документация, которая прошла апробацию, согласована и утверждена в установленном порядке, она регламентирует организацию вентиляции рудников. В частности: «Руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон (ТПЗ) калийных рудников Верхнекамского месторождения», М., 1995 г., составной частью которого является программное обеспечение расчетов воздухораспределения.

5.3. Аэродинамические аспекты энергосберегающих технологий проветривания рудников.

Сложившиеся на сегодняшний день вентиляционные сети калийных рудников (рис. 5.12), как показывает анализ исследований, не могут претерпеть значительных изменений, так как для этого нужно кардинально пересмотреть как способы, так и схемы вскрытия, подготовки и отработки рудников, пройти или изолировать множество выработок. Кроме этого, установлено, что внутрирудничная сеть горных выработок не существенно влияет на общие затраты энергии на проветривание рудников (до 6 %), а следует менять аэродинамику вентиляционных и воздухоподающих стволов, в которых затраты энергии превышают 50-65 %. Однако, ни проходка новых стволов, ни значительное изменение крепления и армировки существующих в ближайшее время практически не осуществима из-за значительной дороговизны мероприятий. Аэродинамика вентиляционных сетей, их сопротивление можно считать уже сложившимся и мало меняющимся параметром.

За счет депрессии в сети горных выработок создается направленное движение воздуха. Искусственное проветривание происходит при применении вентиляторных установок (ВУ), в результате их работы возникает депрессия. Для вентиляционных сетей калийных рудников, из-за появления труднопроветриваемых зон, необходимо применение внутрисетевых дополнительных к ГВУ вентиляторных установок.

Применение дополнительных ВУ влечет за собой увеличение энергозатрат, однако, они частично компенсируются за счет снижения утечек воздуха, так как каждая ВУ обеспечивает доставку воздуха с минимальными потерями. Задача состоит в существенном снижении энергозатрат при недопущении появления труднопроветриваемых зон. Т.к если основные затраты энергии приходятся на вентиляционные и воздухоподающие стволы рудников (до 65%), то ограничивая расход воздуха в стволах можно снизить энергозатраты.

Для энергосбережения необходимо обоснованно, по результатам исследований, представленных в первых четырех главах, выполнить следующее:

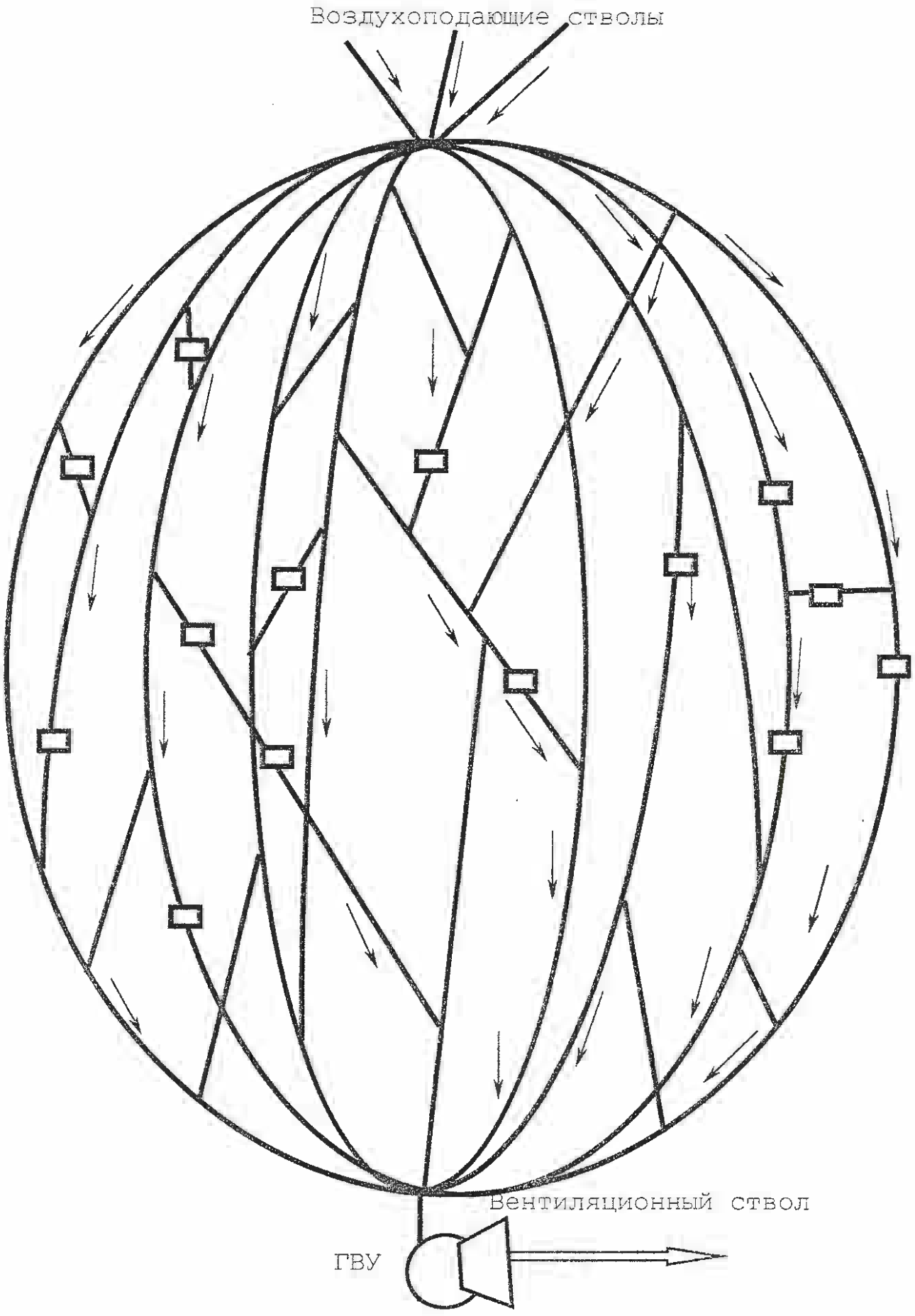


Рис. 5.12. Схема вентиляционной сети калийного рудника. Прямоугольниками обозначены рабочие зоны.

1. Снизить долю утечек воздуха в общей производительности ГВУ (табл. 5.5).

2. Обоснованно отрегулировать поступление воздуха в рудник в соответствие реальных потребностей для ликвидации факторов риска (газового, аэрозольного, тепловлажностного).

3. Осуществить дифференцированное распределение воздуха по рабочим зонам в соответствии с их реальной газовой опасностью и для обеспечения нейтрализации других вредных факторов.

4. Использовать внутрирудничные вентиляционные резервы.

5. Решить задачу повышения эффективности проветривания и снижения затрат путем частичного повторного использования воздуха.

Таблица 5.5.

Процентное содержание внешних утечек в производительности ГВУ

ОАО «Уралкалий», % от подачи ГВУ.	БКПРУ-1	БКПРУ-2	БКПРУ-4
	9	28	9
ОАО «Сильвинит», % от подачи ГВУ	СКРУ-1	СКРУ-2	СКРУ-3
	69	51	53
ПО «Беларуськалий», % от подачи ГВУ	РУ-1	РУ-2	РУ-3	РУ-4
	13	17	16	41

Каждое направление или их комплекс реализуется через оптимальное использование отрицательных и положительных способов управления потоками воздуха. Построение общей целевой функции оптимизации затрат энергии может выглядеть:

$$Э_{общ} = Э_{о.р.} + Э_{п.р.} \Rightarrow min, \qquad (5.10)$$

где $Э_{общ}$ – общие затраты энергии на проветривание, $Э_{о.р.}$ – затраты энергии при отрицательном регулировании потоков воздуха, $Э_{п.р.}$ – то же, при положительном. Суммарные затраты должны стремиться к минимуму.

Анализ вычислительных экспериментов показывает, что применение вентиляторных установок в тех же условиях и совместно с отрицательным регулированием, даже с относительно небольшой депрессией, существенно повышает степень управляемости потоками.

Однако, не все возможные комбинации применения вентиляторных установок и перемычек одинаково эффективны. При малых аэродинамических сопротивлениях возможно использование любого расположения положительных и отрицательных средств управления. Но по мере возрастания количества перемычек, происходит уменьшение депрессии в рабочих зонах при всех вариантах, кроме одного случая (рис. 5.9). Этот случай предполагает расположение вентиляторной установки возле зоны ведения горных работ и применение перемычек в выработках главных направлений рудника.

Таким образом, максимальная эффективность управления воздухом, а значит наилучшее использование энергии, затрачиваемой на проветривание, можно добиться при комбинированном использовании герметичных перемычек в главных выработках, а вентиляторных установок непосредственно возле зон ведения горных работ – в рабочих зонах. Это одно из условий минимизации затрат и оно же должно быть положено в основу иерархии построения вентиляционной системы рудника, как наиболее эффективное.

Вентиляционная система должна быть построена таким образом, чтобы рабочие зоны, как потенциально опасные объекты, имели максимальную эффективность проветривания. В то же время внутри системы имелись минимальные потери энергии, связанные как с вентиляционными резервами, так и с управлением подачей воздуха с поверхности по главным и панельным выработкам до рабочих зон.

Нами произведено доказательство (5.4, 5.6, 5.7) того, что затраты энергии можно достаточно точно оценить через величину депрессии элементов вентиляционной сети. Следовательно, возможная минимизация депрессии на каждом из участков вентиляционного пути воздуха – это направление снижения затрат энергии. При этом увеличение затраты энергии для проветривания рабочих зон не противоречит общей тенденции, так как безопасность ведения горных работ необходимо поддерживать, на ней экономить не следует, тем более что нами установлено – затраты энергии во внутрирудничной сети составляют немногим более 6%, поэтому их увеличение допустимо.

Режимы работы ГВУ в вентиляционных сетях калийных рудников представлены на рис. 5.13.

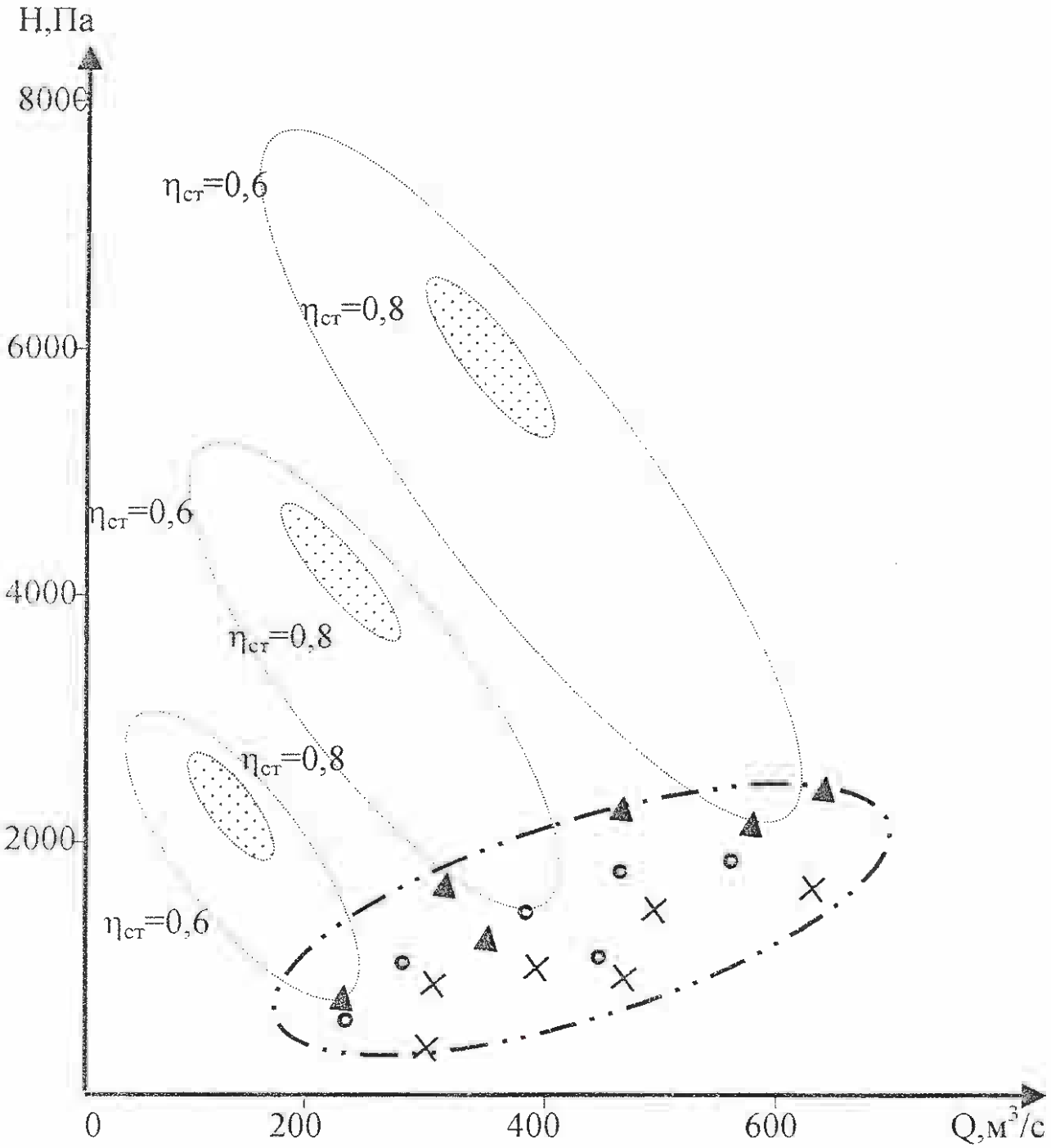


Рис. 5.13. Существующие режимы работы ГВУ калийных рудников (обозначенны точками) и зоны экономичной работы вентиляторных установок, применяемых для проветривания (к.п.д. от 0,6 до 0,8 и более).

Рабочие точки, показывающие давление и производительность, развиваемые ГВУ на существующие вентиляционные сети, находятся за пределами зон экономичной работы. Поэтому, проветривание происходит

при весьма низких к.п.д., как правило, ниже 0,6. Проведенные исследования энергетических показателей на рудниках позволили определить удельные затраты энергии, приходящиеся на один $м^3$ воздуха, подаваемого в шахту. Результаты приведены в табл. 5.6.

Таблица 5.6.

Удельные затраты энергии, приходящиеся на один $м^3$ воздуха, подаваемого в рудники Верхнекамского и Старобинского месторождений

Удельный расход энергии, потребляемой ГВУ, $кВт*час/м^3$	БКПРУ-1		БКПРУ-2		БКПРУ-4	
	0,00237		0,00175		0,0027	
	СКПРУ-1		СКПРУ-2		СКПРУ-3	
	0,00438		0,0032		0,00386	
	СгКПРУ-1	СгКПРУ-2		СгКПРУ-3		СгКПРУ-4
	0,00246	0,0028		0,00263		0,00243

Как видно из анализа данных, приведенных в табл. 5.6, минимальные показатели удельных затрат менее чем на 30 % отличаются от среднестатистической величины. То есть разница в подходах к проветриванию, существующая на рудниках, а это естественно присутствует, не позволяет существенно снизить энергозатраты.

Таким образом, минимизация затрат энергии без существенного изменения способов проветривания, при существующих вентиляционных системах рудников, маловероятна. Необходимо изменить способы и системы проветривания рудников. Это приходиться делать на фоне сложившейся аэродинамики вентиляционных сетей. То есть нужно вносить корректировки не в систему горных выработок, которую изменить достаточно трудно, а в систему, обеспечивающую движение воздуха и эффективность его использования. Другими словами, нужно изменить параметры проветривания (расход воздуха, депрессию, воздухообмен и т.п.) в отдельных элементах вентиляционной сети так, чтобы, не снижая безопасность ведения горных работ, добиться многократного уменьшения затрат энергии.

5.4. Основы создания систем проветривания рудника, обеспечивающих энергосбережение.

Вентиляционная сеть рудника складывается под воздействием решения различных задач горного производства, она, как правило, име-

ет подчиненный этим задачам статус. Однако, технологические решения, создающие внутри этой сети систему проветривания, способны привести к множеству результатов. Нацеленность технологии проветривания на две основополагающие аксиомы - безопасность ведения работ и энергосбережение, на первый взгляд, должна привести к противоречивому результату. Однако, противоречие снимается рядом выявленных закономерностей, реализованных в газовом, аэрозольном и микроклиматическом режимах.

Изменение вентиляционной системы, при сохранении существующей технологии проветривания, позволяет перераспределить депрессию между элементами вентиляционного пути воздуха так, что в общем потери сокращаются. Например, использовать имеющиеся вентиляционные резервы: снизить до минимума внешние и внутрирудничные утечки, или усовершенствовать аэродинамику армировки стволов. Но затраты энергии на утечки не превышают 10-15 % от общих затрат, а совершенствование армировки, по данным К.З. Ушакова [124, 256], в лучшем случае позволяют уменьшить затраты энергии на 10-12 %.

Совершенствуя существующие системы вентиляции можно сократить затраты энергии на проветривание не более чем на одну треть. Это подтверждается как сравнением удельных затрат энергии по рудникам, так и анализом возможных вентиляционных резервов.

Основы создания систем проветривания, обеспечивающих энергосбережение, как доказано нами ранее, должны строиться на сокращении депрессии, приходящейся на каждый участок вентиляционного пути. Но это при существующих технологиях проветривания, когда вся депрессия создается за счет работы ГВУ, находящейся на поверхности, не дает желаемого эффекта. Проиллюстрирован данный вывод на рис. 5.12, где представлено два варианта, в виде изменения эпюры давления по длине вентиляционного пути. Первый (а) - существующий вариант, второй (в) - вариант, при котором перераспределена депрессия. Она уменьшена в стволах, но увеличена во внутрирудничной сети горных выработок. То есть, для преодоления аэродинамического сопротивления всего рудника, как в первом, так и во втором вариантах,

ГВУ должна создать одинаковую депрессию. И не зависимо от того, как эта депрессия перераспределиться в вентиляционной сети, при одинаковом расходе воздуха в горных выработках, затраты энергии на ГВУ не будут отличаться в обоих вариантах.



Рис. 5.12. Эпюры давления: при существующей (а) и при усовершенствованной (в) системах вентиляции рудников.

Разработка новой технологии проветривания состоит в том, что составляется технологическая цепочка. Каждое звено цепочки анализируется на предмет возможной минимизации энергозатрат. Устанавливаются новые взаимосвязи между отдельными звеньями. Формируется обновленная технологическая цепочка. При этом, для реализации технологии разрабатываются необходимые способы и средства.

Технологическая цепочка существующей системы проветривания рудников, учитывающая процессы, происходящие в воздушном потоке, может быть представлена, как последовательность (рис. 5.13):

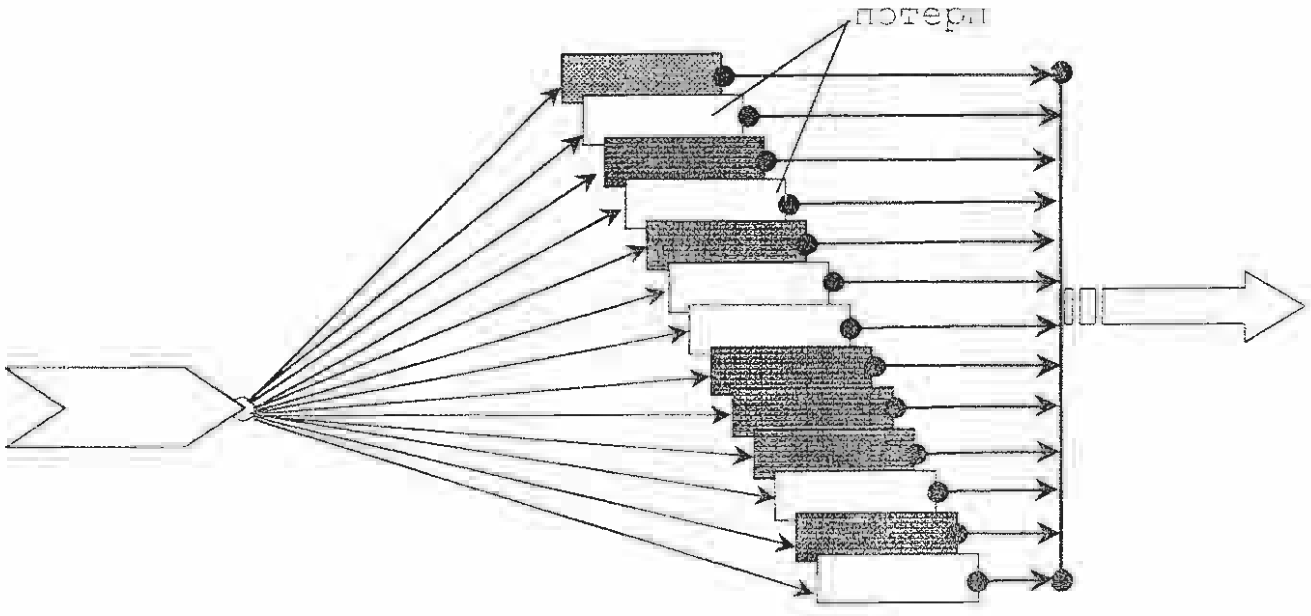
1. Поступление (Подача) воздуха с поверхности по стволам, сопровождающееся нагревом, как за счет адиабатического сжатия, так и исскуственным подогревом в зимний период времени года. Потокам воздуха свойственны достаточно большие скорости движения. Возможно

появление аэрозолей в воздухе, как захваченной с поверхности, так и в результате транспортирования руды по стволам. Невозможно появление или образование горючих и иных газов;

2. Распределение воздуха по околоствольным выработкам стволов, выработкам главных направлений, панельным и блоковым выемочным штрекам. Потоки воздуха имеют скорости, близкие к нормативным минимально-допустимым значениям. На этом этапе происходит образование аэрозолей из-за движения транспорта и руды. Нет выделений газов.

3. Использование воздуха в технологическом процессе отбойки руды. В воздушный поток поступают газы и пыль. Воздух загрязнен и отводится на исходящую струю.

4. Сбор исходящей струи в вентиляционные выработки панелей и блоков, главные вентиляционные штреки. При движении воздушных потоков происходит осаждение и разбавление аэрозолей, и вынос и разбавление газов. Концентрации примесей снижаются до уровней значительно ниже нормируемых значений.



Подача → распределение → использование → сбор → выброс.

Рис. 5.13. Технологическая цепочка при существующих схемах вентиляции рудников.

5. Выброс воздуха в атмосферу по вентиляционному стволу.

Здесь не образуется пыль, и не выделяются газы, происходит их перенос с весьма низкими концентрациями, величина которых соизмерима с содержанием примесей во входящей струе.

Главной отличительной способностью данной технологической цепочки является то, что воздух, прошедший по направлениям, где нет выделений примесей, превращается в потери.

С целью совершенствования существующих технологий проветривания проведены исследования, направленные на использование резервов в вентиляционных сетях. Резервы состоят в утечках воздуха, особенно во внешних. Они происходят вне рудника, и, в отличие от внутрирудничных, совершенно не участвуют в проветривании горных выработок. Необходимо создание способов снижения внешних утечек.

Проведенные исследования позволили разработать ряд оригинальных технических решений и провести их опытно-промышленные испытания. В разработках принимали участие Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Южанин А.С., Чистяков А.Н., Альменко Д.Н., Бруев А.., подробные результаты испытаний представлены в совместных работах [12, 13, 16, 25, 128, 179, 237, 288 и др.]. Здесь приводятся лишь обобщенные описания и результаты.

Для внешних утечек задача решалась в виде использования: во-первых – инерционных свойств больших масс шахтного воздуха с помощью применения продольной перегородки в верхней части вентиляционного ствола (рис. 5.14); во-вторых – части потерь энергии на выхлопе ГВУ для организации параллельного вентилятору, сброса воздуха в атмосферу. Здесь нашел применение эжекционный эффект (рис 5.15).

Внешние утечки воздуха, возникающие в поверхностном комплексе вентиляционного ствола, обуславливают большие потери энергии, от 10 до 60 % (табл. 1.1). Здесь имеют место два источника появления утечек: 1 – комплекс каналов и переключающих устройств вентиляторной установки, 2 – надшахтное здание ствола (рис 5.15).

Через надшахтные здания вентиляционных стволов Верхнекамского и Старобинского месторождений происходят наибольшие утечки.

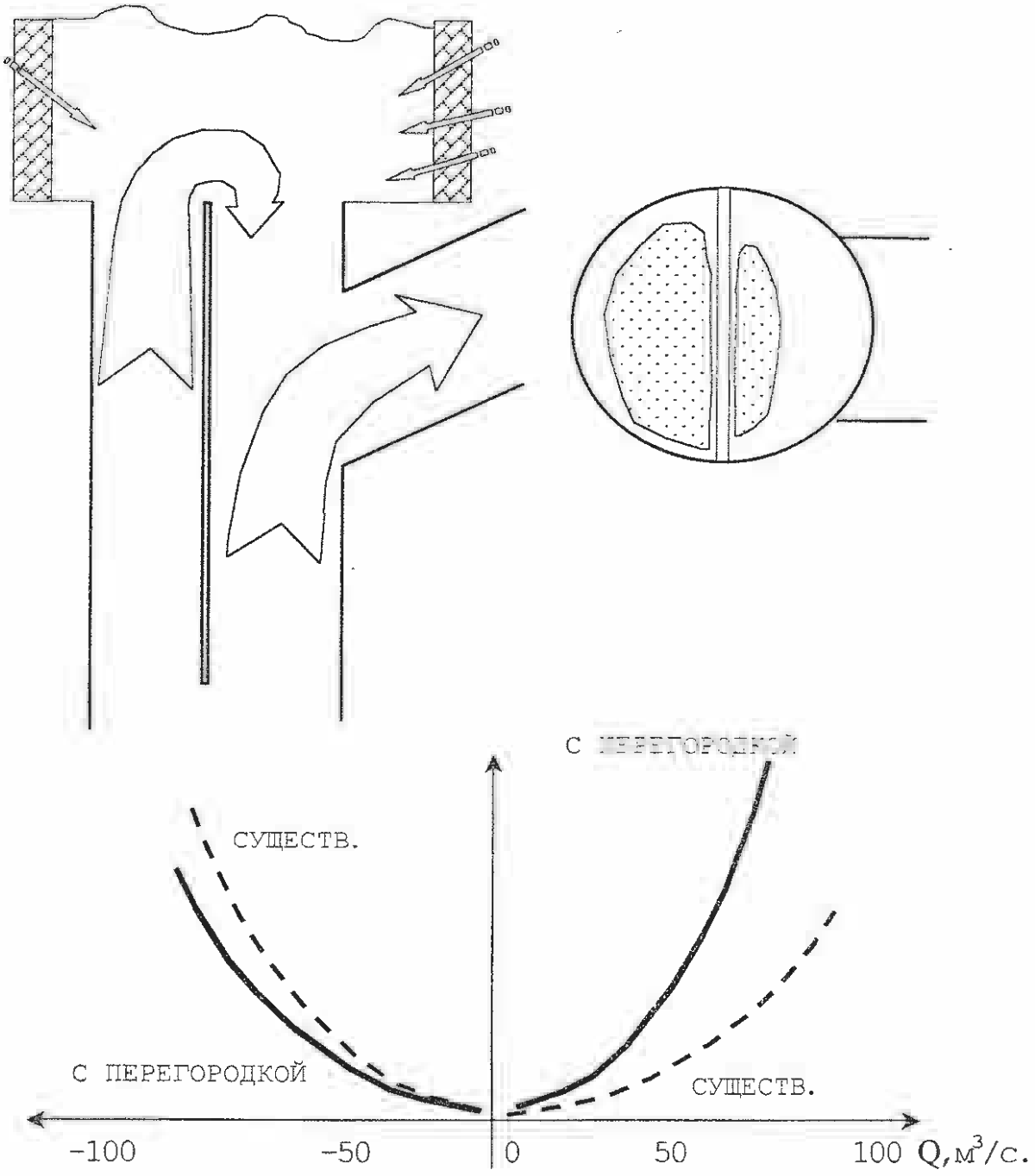


Рис. 5.14. Схемы продольного и поперечного разрезов и аэродинамическая характеристика результатов применения продольной перегородки в верхней части вентиляционного ствола.

Применение продольной перегородки в верхней части вентиляционного ствола произведено на семи рудниках (БКПРУ-1, БКПРУ-4 ОАО «Уралкалий», СКПРУ-3 ОАО «Сильвинит», СгКПРУ-1, 2, 3, 4 ПО «Беларуськалий»). Результативность сокращения утечек составила до 55 %. Это достаточно высокий показатель, но значительная часть внешних утечек еще сохранилась. Поэтому для их сокращения был разработан и

прошел модельные испытания способ (рис. 5.15), включающий применение противодействующего утечкам эжектора, работающего от энергии выклопа ГВУ. Производительность эжектора такова, что через него проходят не только утечки воздуха, но и часть воздуха, поступающего из шахты. Результаты исследований показали, что при применении данного технологического решения можно ожидать снижение затрат на проветривание рудников.

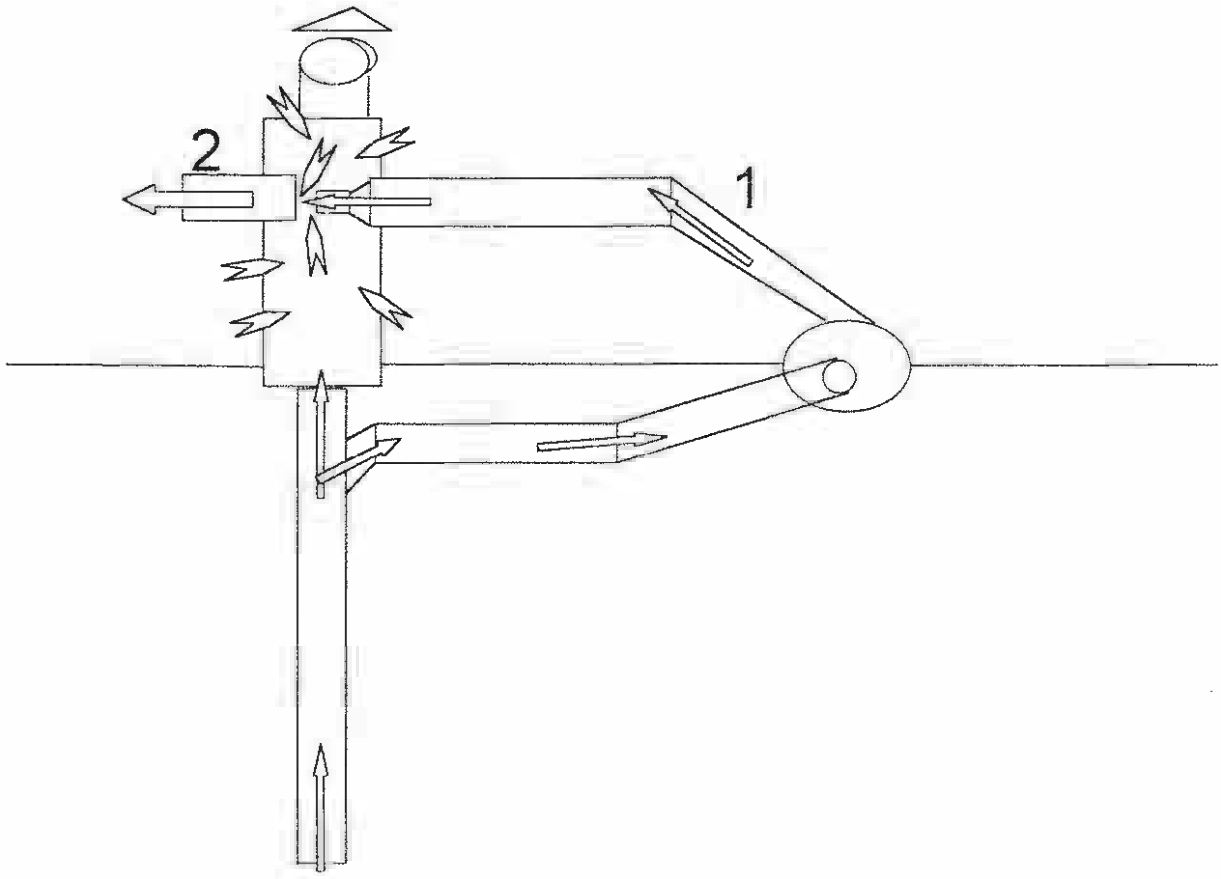


Рис. 5.15. Способ сокращения внешних утечек воздуха.

При внешних утечках более 50% от производительности ГВУ затраты энергии могут быть уменьшены на треть и даже более того. Это зависит от типа вентиляторов, применяющихся в ГВУ. Если вентиляторы высоконапорные и имеют возможность регулирования режима работы с помощью изменения числа оборотов двигателя, то на этих ГВУ можно больше снизить затраты.

Для внутрирудничных, согласно выявленному условию повышения управляемости вентиляционными потоками (рис. 5.9), использовались способы положительного регулирования и разрабатывались вентиляторные установки для их осуществления.

Внутрирудничные утечки воздуха, возникающие в выработках главных направлений, создают предпосылки для возникновения трудноproветриваемых зон. Для ликвидации таких зон разработано «Руководство по вентиляции трудноproветриваемых зон калийных рудников Верхнекамского месторождения» М. 1995 г. В руководстве обосновано снижение утечек не только с помощью пассивных способов (перемычек, шлюзов, вентиляционных окон и т.п.), но и с применением активных – в основном вентиляторных установок.

Для рудников с малым аэродинамическим сопротивлением выработок, разработаны вентиляторные установки, работающие в эжектирующем режиме. В отличие от известных, они имеют прогнозируемые аэродинамические характеристики и работают в режиме «через перемычку». Таким образом, при большом расходе воздуха достигается достаточно высокое давление, и это позволяет снизить затраты энергии на перемещение одного $м^3$ воздуха. Схема вентиляторной установки приведена на рис. 5.16.

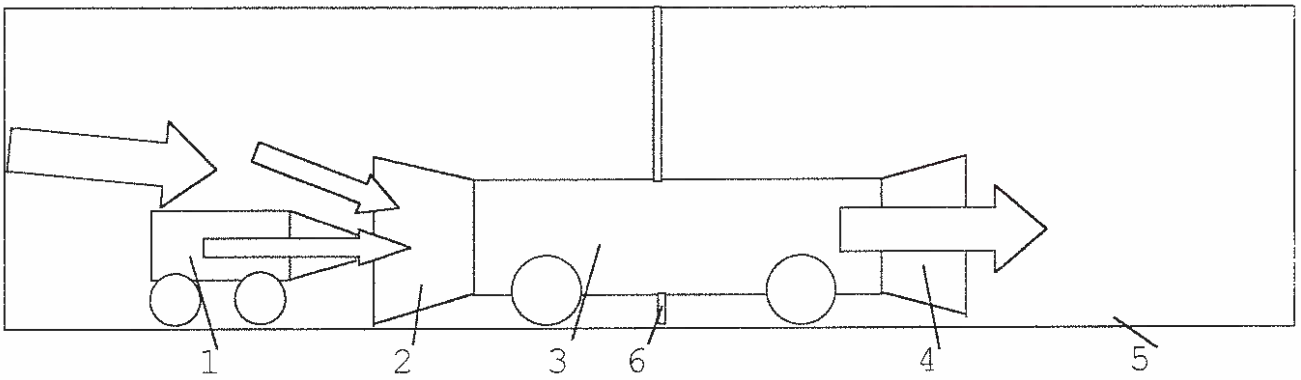


Рис. 5.16. Схема эжекторной вентиляторной установки, работающей через перемычку.
Где 1 – вентилятор с соплом, 2 – конфузор, 3 – прямоточная часть, 4 – диффузор, 5 – горная выработка, 6 – перемычка.

Геометрические параметры вентиляторной установки подбираются из расчета экономичной работы вентилятора на вентиляционную сеть.

Вентиляторные установки, рассредоточенные по длине пути воздуха, передают от предыдущей к последующей воздух без потерь, таким образом ликвидируются утечки. Данный способ нашел широкое применение в рудниках БКПРУ-1 (8 шт.), БКПРУ-2 (2 шт.), БКПРУ-4 (3 шт.) ОАО «Уралкалий», СКПРУ-1 (4 шт.), СКПРУ-2 (3 шт.), СКПРУ-3 (1 шт.) ОАО «Сильвинит». В настоящее время только на рудниках Верхнекамского месторождения работает 21 такая установка. Две подобные установки в 2000 г. использованы в рудниках золотоносного месторождения Многовершинное в качестве основных источников движения воздуха.

При проветривании рудника с частичным повторным использованием воздуха, уменьшается его расход в стволах как минимум в 1,5-2 раза. Анализ результатов серии вычислительных экспериментов, с повторным использованием части воздуха, при рассредоточенной установке ВУ (рис. 5.11, хар-ка 4), свидетельствует о наилучшей управляемости потоков в рабочих зонах. При этом снижение затрат энергии ΔN_0 на проветривание горных выработок определяются закономерностью $\Delta N_0 = \Delta H_0 * Q_0$. Здесь расход Q_0 проходящего по руднику воздуха постоянен, он не должен быть больше требуемого (с учетом утечек). Поэтому потери депрессии ΔH_0 пропорциональны снижению затрат энергии ΔN_0.

При частичном повторном использовании воздуха остается постоянным расход Q_0, проходящий по внутрирудничным горным выработкам, а подача воздуха в рудник Q_c уменьшается в 1,5 - 2 раза. Используя второй закон сетей $\Delta H_c = R * Q_c^2$, (где ΔH_c и R потери депрессии и аэродинамическое сопротивление в стволах), при постоянной R, получаем, что за счет уменьшения Q_c, потери депрессии ΔH_c снижаются по квадратичной зависимости, пропорционально сокращаются энергозатраты.

Расчеты, выполненные относительно калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений, показывают, что резервы снижения энергопопотребления при существующих способах проветривания не превышают 25-30 % (это в основном утечки воздуха), а при приме-

нении частичного повторного использования воздуха, только за счет уменьшения количества воздуха, поступающего с поверхности, затраты энергии могут быть снижены в 2 – 2,5 раза.

Для подтверждения разработанных принципов новой технологии проветривания выполнены опытно-промышленные испытания частичного повторного использования воздуха в условиях рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» в период декабрь 1998 – январь 1999 гг., где использовались следующие основные параметры новой и (существующей системы) проветривания:

- количество воздуха, подаваемое для проветривания подземных выработок, в том числе всех рабочих зон 310 $м^3/с$ (301 $м^3/с$);
- расход воздуха, подаваемого в рудник 146 $м^3/с$ (312 $м^3/с$);
- производительность ГВУ 186 $м^3/с$ (420 $м^3/с$).

Подача воздуха в рудник уменьшалась более чем в два раза, производительность ГВУ снижалась почти в три раза, при том что на проветривание рабочих зон, камер служебного назначения и трасс движения людей и техники подавалось воздуха не менее чем при существующей технологии проветривания.

Таким образом, созданы предпосылки для реализации энергосберегающего проветривания, основанного на применении принципиально новых технологических решений с использованием традиционных и вновь создаваемых вентиляционных резервов, способов и средств управления воздухораспределением. Нужно выполнить оценку работоспособности новых вентиляционных систем, особенно в условиях частичного повторного использования воздуха.

5.5. Оценка работоспособности вентиляционных систем в условиях частичного повторного использования воздуха.

Для оценки работоспособности вентиляционных систем, или, иными словами, безусловного выполнения:

- во-первых, подачи необходимого расхода воздуха в рабочие зоны и управления им;
- во-вторых, снижения энергозатрат,

используем опробованный метод – проведение вычислительных экспериментов с применением математической модели вентиляционной сети рудника. Этот метод приведен в разделе 5.1.

Изменение технологии вентиляции строится, по требованиям относительно совершенствования газового, аэрозольного и микроклиматических режимов, как со стороны повышения безопасности, так и со стороны максимального использования вентиляционных резервов, связанных с этими факторами.

Система вентиляции для технологии проветривания с частичным повторным использованием воздуха, согласно выдвинутых во 2-4 главах требований, должна выглядеть так:

- часть воздуха с общерудничных вентиляционных штреков, в масштабах крыла или горизонта рудника (за исключением камер служебного назначения), возвращается по сбойке в общерудничную входящую струю;
- вентиляторные установки, обеспечивающие как подачу воздуха в рабочие зоны, так и возврат части воздуха могут быть расположены в трех вариантах. Первый – непосредственно у границ рабочих зон, их количество равно количеству зон. Второй – одна вентиляторная установка, расположенная в выработках главных направлений крыла рудника. Третий – комбинация первых двух.

Исходя из этого модель рудника (рис. 5.1) изменена следующим образом: аэродинамическое сопротивление сбоек между главными вентиляционными и воздухоподающими выработками, находящимися в непосредственной близости к стволам, но до камер служебного назначения – уменьшалось с шагом 20-25%. При этом в вентиляционной сети присваивались давления, соответствующие трем вариантам расстановки вентиляторных установок (описано выше). Депрессии задавались, исходя из результатов предыдущего моделирования, с целью последующего сравнения существующей и предлагаемой технологии по одинаковым показателям.

Таким образом, выполнено моделирование частичного повторного использования воздуха, результаты вычислительных экспериментов

приведены на рис. 5.17 – 5.19., где показано, как реагирует сеть на:

- размещение вентиляторных установок в выработках у границ рабочих зон (рис. 5.17). Установлено, что количество воздуха, поступающее на повторное использование, при максимальных депрессиях, не превышает 22 %.
- размещения вентиляторных установок в воздухоподающих и вентиляционных выработках главных направлений, так что каждая проветривает крыло рудника (рис. 5.18). На повторное использование подавалось не более 40 % воздуха.
- комбинация подачи воздуха в рабочие зоны как вентиляторными установками, расположенными на главных направлениях, так и расположенными у рабочих зон (рис. 5.19). При максимальной депрессии на повторное использование уходило до 43 %.

Анализ результатов вычислительных экспериментов позволяет сделать выводы о том, что как при работе только одних вентиляторных установок, размещенных у рабочих зон, так и при работе одних установок, расположенных в выработках главных направлений, эффективность воздухораспределения падает (рис. 5.17 и 5.18). Она становиться меньшей, чем в аналогичной ситуации при существующей технологии проветривания. Объясняется это тем, что за счет разрыва контура вентиляционного пути на две половины (до сбойки и после, по которой воздух проходит на повторное использование), снижается воздействие депрессии ГВУ на рабочую зону.

Следует отметить, однако, при малых сопротивлениях перемычек, т.е. при больших внутрирудничных утечках, применение вентиляторных установок, на главных штреках по эффективности несколько превосходит существующую систему (рис. 5.18). Здесь сказывается тот факт, что при подобных условиях депрессия ГВУ теряется из-за утечек как в сегодняшней, так и в предлагаемой системах проветривания. Но в новой значительно меньшее отрицательное влияние депрессии ГВУ на режим работы подземных вентиляторных установок. При сокращении утечек резко снижается относительная депрессия и, следовательно,

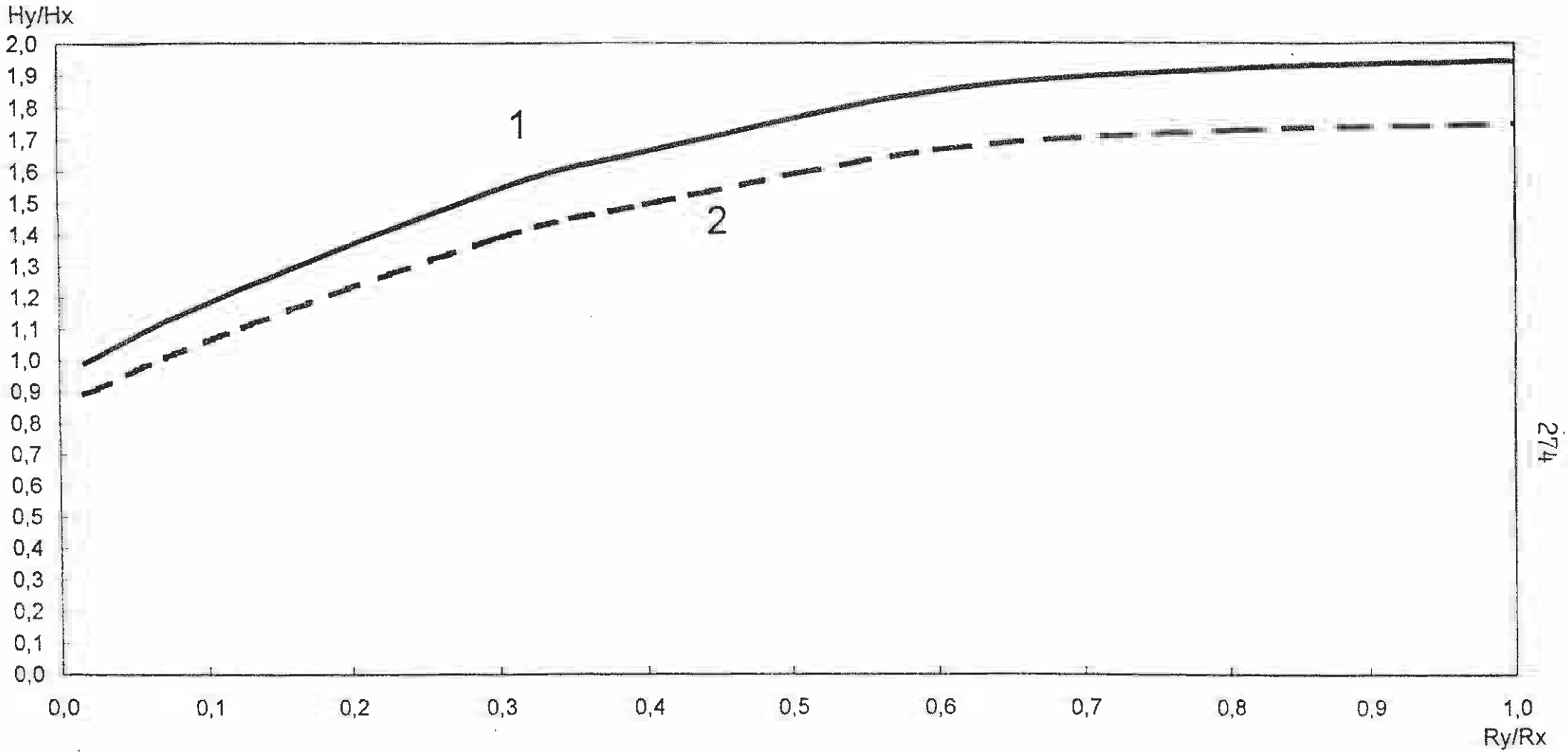


Рис.5.17. График изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторных установок в выработках панелей (блоков) и при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления перемычек (шлюзов, вент. окон и т.п.) Ry/Rx;

1 - при существующей технологии проветривания;

2 - с частичным повторным использованием воздуха до 20%.

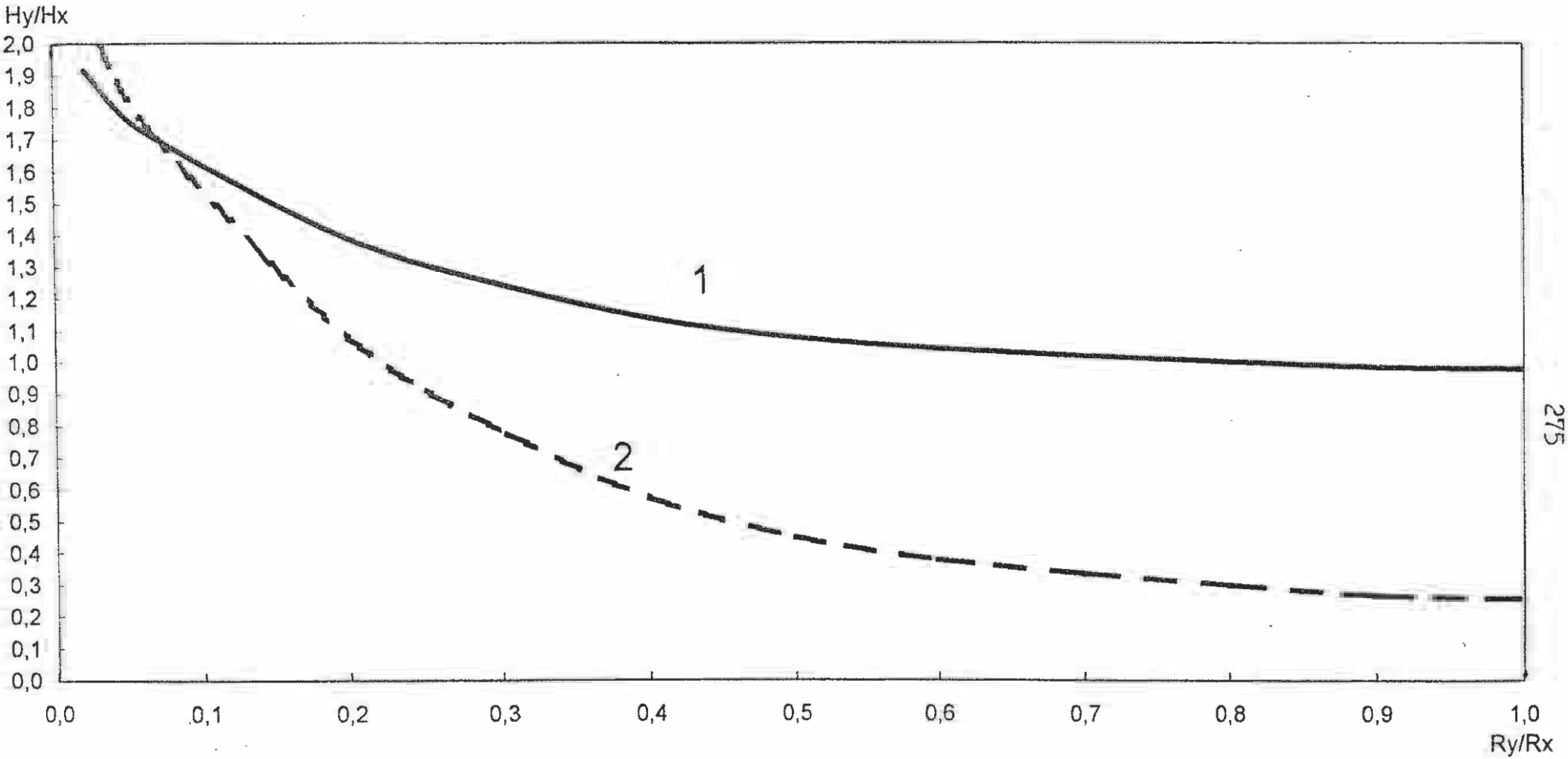


Рис.5.18. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании вентиляторной установки ввыработках главных направлений и изменении относительной величины аэродинамического сопротивления перемычек (вентил. окон, шлюзов) Ry/Rx, соответственно:

1 - при сущствующей технологии проветривания;

2 - с применением частичного повторного использования воздуха до 40%.

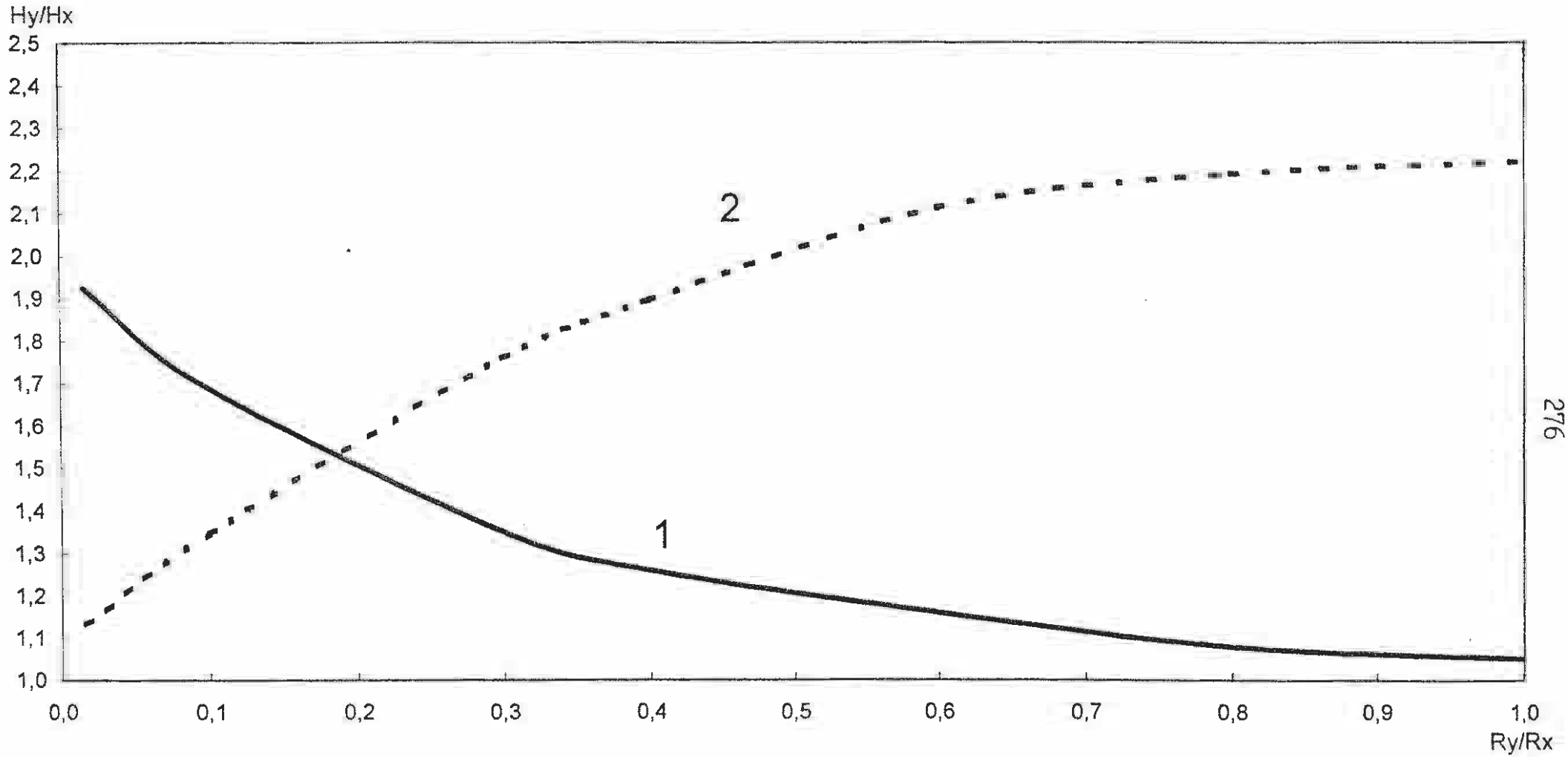


Рис.5.19. Графики изменения относительной депрессии панели (блока) Hy/Hx при использовании комбинированной расстановки вентиляторных установок в выработках рабочих зон и главных направлений крыльев рудника, при изменении относительной величины аэродинамического сопротивления перемычек (вентил. окан) Ry/Rx;

1 - при существующей технологии проветривания;

2 - с применением частичного повторного использования воздуха до 40%.

возможность управление потоками воздуха. Это негативный результат.

При комбинированном использовании источников тяги на главных направлениях и в выработках у границ рабочих зон (рис. 5.19) ожидаемая эффективность воздухораспределения в 1,2-2 раза выше, чем при существующей технологии. Это свойство сохраняется при средних и малых внутрирудничных утечках (не превышающих 50 % от расхода воздуха, проходящего по руднику). При больших картина меняется на противоположную. Объясняется это тем, что последовательная работа вентиляторных установок позволяет создать большую депрессию, чем обособленной работе каждой из них на данную вентиляционную сеть.

Если в существующей системе проветривания происходит как бы пошаговая передача воздуха от установки к установке, при этом подтягиваются утечки, то при частичном повторном использовании воздуха имеет место разрыв контуров, и процесс подтягивания утечек при значительной их доле менее эффективен, так как депрессия распределяется с учетом потерь между контурами. При сокращении утечек предложенная технология становится существенно лучше существующей. Таким образом, установлено:

- при больших внутрирудничных утечках (свыше 50 %) эффективно применение вентиляторных установок, работающих в выработках главных направлений;
- при средних и малых утечках следует применять комбинацию вентиляторных установок (расположенных в главных штреках и в рабочих зонах). Причем, чем меньше утечки, тем выше ожидаемая эффективность распределения воздуха;
- использование только одних вентиляторных установок у границ рабочих зон - наименее приемлемый вариант, хотя, при определенных условиях, его реализация возможна в виде исключения.

Исходя из приведенных соображений, структурная схема вентиляционной системы, при частичном повторном использовании воздуха, должна строиться, как показано на рис. 5.20., а падение депрессии при этом будет выглядеть, как показано на рис. 5.21.

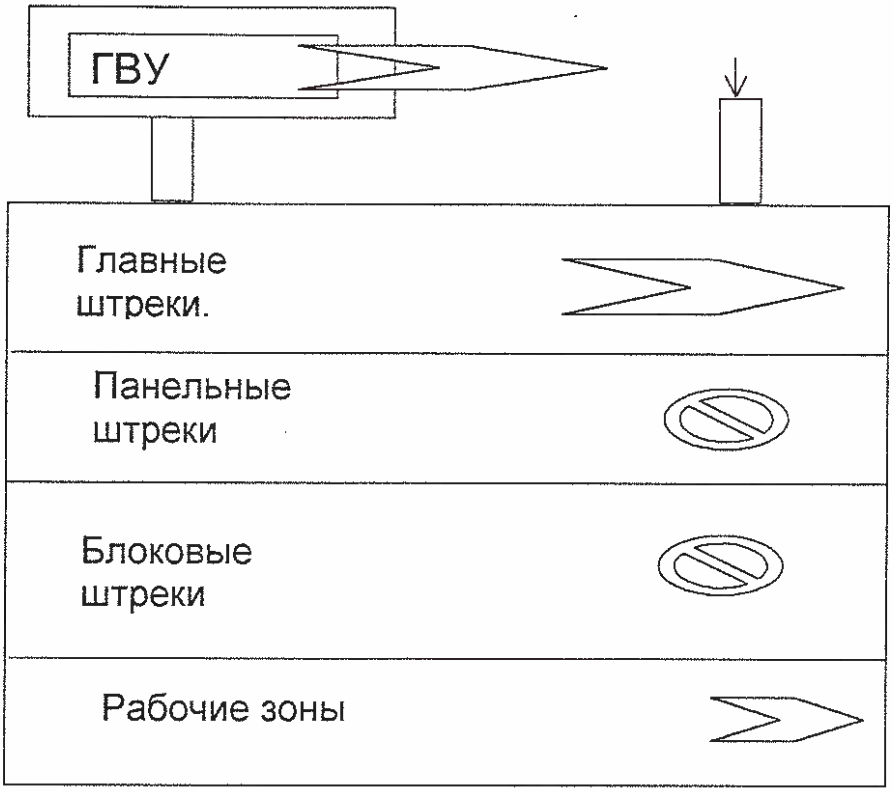
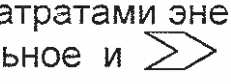


Рис. 5.20. Построение иерархии вентиляционной системы при частичном повторном использовании воздуха с комплексным применением положительных и отрицательных средств управления потоками воздуха с наименьшими затратами энергии.

 - отрицательное и  - положительное регулирование.

Эпюры падения депрессии по длине вентиляционного пути имеют одинаковый знак. Главная вентиляторная установка создает разряжение, которое достаточно для преодоления сопротивления воздухоподающих и вентиляционных стволов. При этом ее производительность уменьшается на 40 %. Депрессия падает на величину, соответствующую снижению расхода. Так как изменение депрессии и расхода связано квадратичной зависимостью, то депрессия неизбежно снижается более чем в два раза. Примерно в два раза уменьшаются затраты энергии на ГВУ.

Для создания необходимого расхода в циркуляционном контуре вентиляторные установки должны развивать депрессию в десятки раз меньшую, чем ГВУ, поэтому и возникающие затраты энергии в них не могут оказать большое влияние на общую величину затрат, не более нескольких процентов.

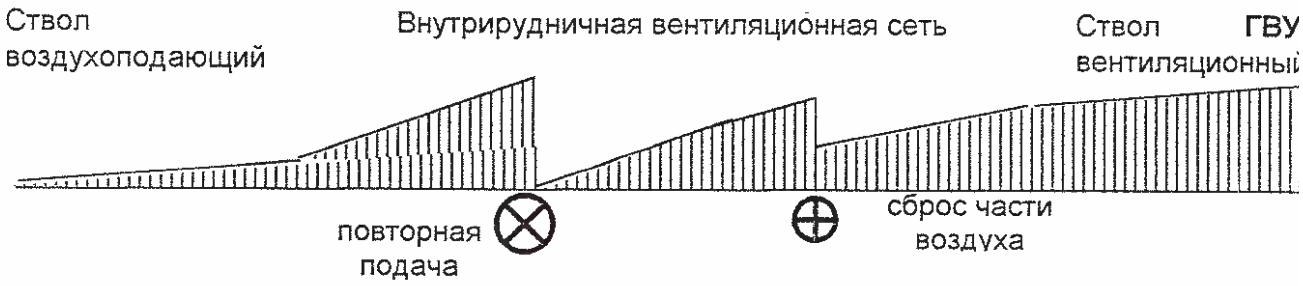


Рис. 5.21. Эпюры падения депрессии по длине вентиляционного пути при технологии проветривания с частичным повторным использованием воздуха. ⊗ – обозначение вентиляторных установок, расположенных в главных выработках, ⊕ - то же, в выработках у границ рабочих зон.

Технологическая цепочка и схема проветривания с частичным повторным использованием воздуха приведены на рис. 5.22. А сравнительные показатели затрат энергии в существующей и предлагаемой технологиях представлены в таблице 5.7.

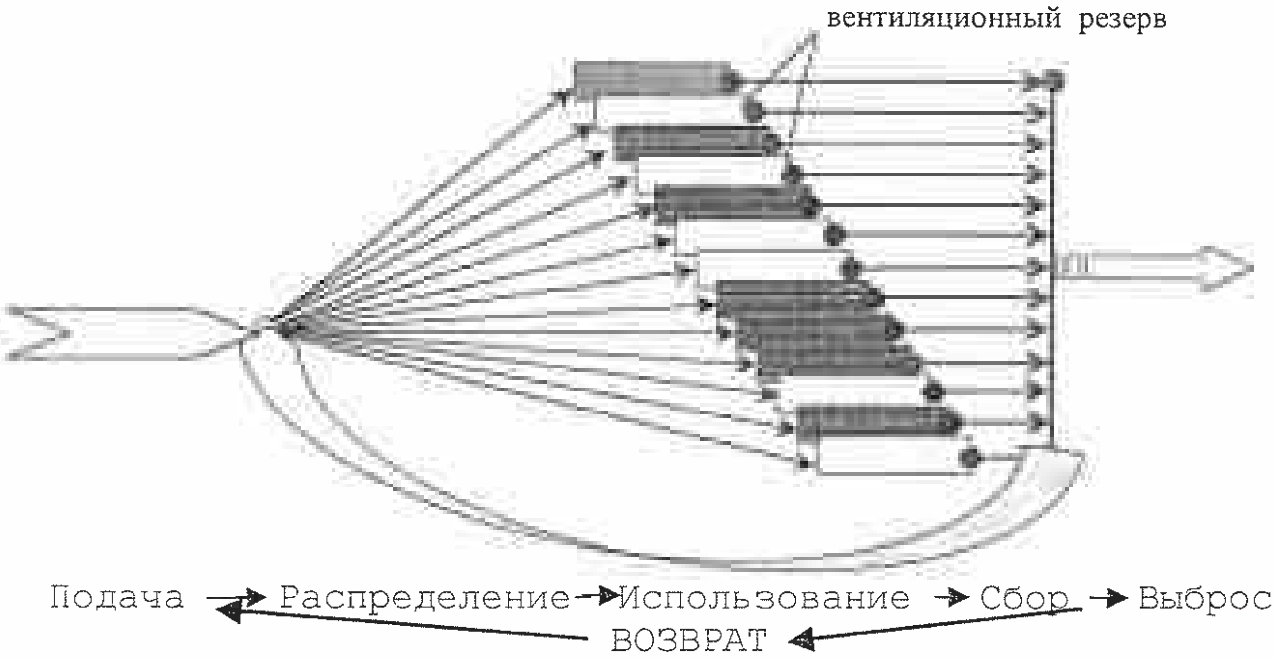


Рис. 5. 22. Технологическая схема и цепочка проветривания с частичным повторным использованием воздуха.

Основной отличительной способностью технологической схемы (рис. 5.22) является то, что воздух, прошедший по направлениям, где нет выделений примесей, превращается в вентиляционный резерв, так же вентиляционным резервом становятся все внутрирудничные утечки воздуха. Следовательно, энергетические затраты на проветривание рабочих зон, где отсутствует выделение газов и нет пылеобра-

зования, а также потери энергии на внутрирудничные утечки компенсируются.

Таблица 5.7

Сравнительные показатели энергетических затрат по технологической цепочке проветривания, выраженные в процентах относительно общих затрат энергии, происходящих на ГВУ

(СУЩЕСТВУЮЩАЯ СХЕМА)

Подача	Распределение	Использование	Удаление	Сбор	Выброс
> 30 %	< 4 %	< 2 %	< 1 %	< 3 %	> 60 %

(С ЧАСТИЧНЫМ ПОВТОРНЫМ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВОЗДУХА)

Подача – возврат	Распределение + возврат	Использование + возврат	Удаление + возврат	Сбор + возврат	Возврат	Выброс – возврат
> 6 %	< 4 %	< 3 %	< 1 %	< 3 %	>1 %	> 12 %

Из табл. 5.7 видно, что основное сокращение затрат энергии происходит в двух звеньях технологической цепочки. Это в первом звене – подача воздуха и в последнем – выброс. Причем сокращение, в основном, возникает из-за появления нового звена – возврат (части воздуха). Сравнивая экономию энергии в одинаковых звеньях технологических цепочек, вычитая из существующей предлагаемую, имеем 30 % – 6 % = 24 % и 60 % – 12 % = 48 %, всего 24 % + 48 % = 72 %. На столько сократятся затраты энергии. А необходимые для этого затраты энергии около 1 %, они нужны для осуществления возврата части воздуха. Очевидно – предлагаемая технология проветривания значительно эффективнее.

Таким образом, переход на новую технологию проветривания с применением частичного повторного использования воздуха позволяет ожидать снижение затрат энергии. При этом только менее 40 % воздуха поступает на повторное использование, а вентиляционные резервы показывают, что данное количество воздуха является только частью всех возможностей. Далее нужно изыскать методы реализации выявленных нами вентиляционных резервов.

5.6. Выводы.

1. Разработана теория реструктуризации вентиляционных систем крупных подземных рудников и иерархии размещения источников тяги, позволяющая оптимизировать расход энергии, необходимой для удовлетворения вентиляционных потребностей всех объектов проветривания.

Суть нового подхода к формированию топологии вентиляционных сетей и расположению источников тяги в ветвях ориентированного графа состоит в минимизации энергетических потерь на каждом последовательном участке сети от поверхности до каждой рабочей зоны.

При этом, основным принципом является ограничение концентрации вентиляционных ресурсов в отдельных ветвях (рабочих зонах) и расположение вентиляторов с определенной убывающей иерархией их мощности, но при обязательном сокращении удельных расходов энергии за счет увеличения коэффициентов использования подаваемого воздуха и повышения устойчивости работы всех вентиляционных систем.

2. Предложена концепция принципиально нового класса источников тяги для рудничных вентиляционных сетей, сочетающих достоинства установок, работающих как через перемычку, так и без нее. Основным достоинством таких вентиляторных установок является возможность получения больших расходов воздуха за счет эжектирующего эффекта, создаваемого вентилятором с коническим насадком, работающего на трубу Вентури, при значительных величинах развиваемой депрессии. На этом же принципе работает противодействующий внешним утечкам воздуха эжектор ГВУ.

3. Разработана архитектура размещения внешних и внутрисетевых средств воздухораспределения с различными техническими характеристиками, обеспечивает возможность надежного управления вентиляционными потоками и, в том числе, при осуществлении частичного повторного использования воздуха. Целевая функция такой архитектуры строится по принципу минимизации всех энергетических затрат на проветривание рудника.

4. Определены реальные пути повышения коэффициента полезного использования воздуха и снижения удельных энергетических затрат на

его доставку к объектам потребления при существующих технологиях проветривания. Доказано, что максимально возможное сокращение затрат энергии не превышает 30%. Разработаны малозатратные методы управления и перераспределения воздушных потоков, в том числе при частичном повторном использовании воздуха, при котором ожидаемое энергопотребление снижается не менее чем в два раза.

6. ПОВТОРНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВОЗДУХА – ГЛАВНЫЙ РЕЗЕРВ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРОВЕТРИВАНИЯ

Новая технология проветривания, предназначенная для энергосбережения, должна строиться на использовании всех выявленных вентиляционных резервов, как общеизвестных, так и вновь определенных для условий рудников большой мощности.

Наиболее полно вентиляционные резервы используются при частичном повторном использовании воздуха, это подтверждает анализ и выводы по предыдущим исследованиям (Глава 1 - 5).

Существующие технологии проветривания во многом исчерпали свои возможности по сокращению затрат энергии. При самых оптимистических подсчетах их резерв в данной области не превышает 30 %, но в практике и этот результат вряд ли возможен. А реальные затраты на вентиляцию рудников составляют более 30 % от потребляемой рудниками энергии. Таким образом, ожидаемая результативность работ не достаточно высока. Следовательно, требуются новые технологические решения. Этим решением является известное и достаточно давно исследуемое повторное использование воздуха, его применение рекомендовано в разные годы большим количеством специалистов: Медведевым [illegible].И., Красноштейном А.Е., Мохиревым Н.Н., Файнбургом Г.З., Атьменко Н.И. и многими другими. В ограниченные сроки проводились опытно промышленные испытания на рудниках БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий», СКПРУ-1 ОАО «Сильвинит», с участием и по рекомендациям автора - БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий», СгКПРУ-1 ПО «Беларуськалий». Все они дали положительные результаты. Особенно в плане энергосбережения.

Новая технология должна быть связана с частичным повторным использованием воздуха еще и потому, что результаты предварительных расчетов в разделе 5.5 показывают, что таким мероприятием достигается сокращение затрат энергии как минимум в два раза. А это составит в отношении общих энергозатрат рудников от 10 % до 15 %.

6.1. Физические предпосылки, определяющие возможность частичного повторного использования воздуха.

Выполненные в предыдущих главах предварительные исследования

по изучению влияния частичного повторного использования воздуха на газовые, аэрозольные, теплофизические и аэродинамические факторы и процессы проветривания рудников, а также опыт исследований предшественников, позволяют сформулировать:

- требования, которым должна удовлетворять технология проветривания;
- условия, необходимые для реализации технологии.

В качестве основных требований выдвигаются следующие:

1. Содержание вредных примесей (газов, аэрозолей) в потоке воздуха, поступающем и исходящем из рабочих зон, должно быть значительно ниже допустимых норм.
2. Термодинамические параметры не должны ухудшать микроклимат на поступающих струях и в рабочих зонах.
3. Должны быть использованы основные вентиляционные резервы, связанные с совершенствованием газового, аэрозольного и микроклиматических режимов.
4. Вентиляционные потоки должны управляться и регулироваться.
5. Должен быть разработан и осуществлен надежный контроль над основными параметрами проветривания.
6. Должно осуществляться эффективное управление потоками воздуха в случае аварийных ситуаций.
7. Энергетические затраты на проветривание и удельный расход энергии должны снижаться.

В качестве основных условий выдвигаются:

1. Наличие необходимых средств вентиляции – перемычек (вент. окон, шлюзов), вентиляторных установок, аэродинамических возможностей сетей, средств контроля и управления.
2. Включение в вентиляционную схему максимального (в крайнем случае, необходимого) количества подконтрольных службам рудника выработок, вовлечение в проветривание всего объема воздуха, заключенного в них, и всех поверхностей для активного разбавления и сорбции газов, а также термодинамической обработке воздуха, и объемов пространств на исходящих струях для осаждения пыли.

3. Исключение попадания в исходящую струю, до ее поступления на частичное повторное использование, местных выделений вредностей от работ, производимых в камерах служебного назначения (гарь, дым, газы ДВС из гаражей и т.п.).

Таким образом, – в сумме десять ограничений, разрешение которых необходимо в единых технологических рамках.

Подробно проанализируем наличие условий и возможность выполнения требований, попытаемся установить рамки безопасного применения технологии и оценить в этих рамках эффективность снижения затрат энергии.

Средства вентиляции:

– перемычки (вент. окна, шлюзы) – отрицательные средства и методы регулирования потоков воздуха в достаточной степени проанализированы в главе 5, показана их негативная роль при нехватке депрессии в рудниках со сложной топологией вентиляционных сетей. Отрицательный способ управления применим, в основном, в выработках главных направлений. При повторном использовании воздуха роль его не приуменьшается. Сами средства разработаны достаточно хорошо, для рудников с низким аэродинамическим сопротивлением, к которым относятся рудники со сложной разветвленной топологией, эффективно применение средств средней и низкой герметичности, высокая герметичность необходима для сокращения внешних утечек воздуха.

Условие, в этом его разделе практически выполняется;

– вентиляторные установки, – начиная с 1995 года на рудниках Верхнекамского и, с 1998 г., на рудниках Старобинского месторождений применяются вентиляторные установки эжекторного типа для решения проблем, связанных с труднопроветриваемыми зонами ведения горных работ. Широкое их применение обеспечено соответствующими нормативными документами, начиная от руководств по эксплуатации, кончая нормами, указанными в правилах безопасности. Разрабатывались данные установки специалистами Горного института УрО РАН, ЦАГИ им. Жуковского, ОАО «Уралкалий», ОАО «Сильви-

нит», ПО «Беларуськалий», БЕЛГОРХИМПРОМа при непосредственном участии автора.

Пятилетний опыт эксплуатации показал хорошие эксплуатационные качества подземных вентиляторных установок, надежность, эффективность и безопасность их применения. Например, только благодаря их использованию, удалось ликвидировать массовое загазирование 900 000 $м^3$,вызванное обрушением больших пространств вышележащих пород (более 500 м в диаметре) на руднике СКПРУ-2 ОАО «Сильвинит» в течение 16 часов. Практически во всех калийных рудниках эти установки находятся в эксплуатации.

Достаточность рабочих параметров установок эжекторного типа для реализации частичного повторного использования воздуха выявлена в ходе исследований, приведенных в разделе 5.5., где предварительно показано, как наиболее эффективно, с точки зрения воздухораспределения, размещать и использовать вентиляторные установки, выявлены требуемые параметры их работы, которые близки более к эжекторным, чем работающим через перемычку машинам. Практически нужные по своим свойствам вентиляторные установки имеют место быть, можно вести работы по их совершенствованию. Но следует констатировать тот факт, что условие в этом разделе требований так же практически выполняется;

- аэродинамические возможности сетей со сложной весьма разветвленной топологией, как правило, только способствуют возникновению повторного использования воздуха. Этот процесс нередко встречается на рудниках, о его наличии, в качестве констатации факта, говорится практически во всех отчетах по плановым воздушно-депрессионным съемкам, проводимым с середины 60-х годов. Причины, в основном, состоят в ошибках организации вентиляции или наличии тепловых депрессий (например, от нагретого работающего оборудования) при малой общешахтной депрессии на данном участке вентиляционного пути. Процесс выглядит неконтролируемым и поэтому всегда пресекается по мере выявления его. Неконтролируемое повторное использование воздуха совершенно недопустимо,

в отличие от подконтрольного процесса с предсказуемыми и поддающимися расчету, контролю и управлению параметрами.

Для рудников большой мощности необходима подача больших расходов воздуха, распределение его в многосвязной сети по десяткам потребителей, при этом во внутрирудничных сетях максимальные депрессии составляют менее 10 % от депрессии ГВУ. Очевидная необходимость перенесения большей части депрессии на внутрирудничные выработки реализуется только с применением частичного повторного использования воздуха.

Поэтому следует констатировать, что аэродинамические возможности вентиляционных сетей калийных рудников не только не препятствуют выполнению условия, но и нуждаются в новой технологии для кардинального улучшения ситуации.

– средства контроля и управления, работающие в автоматическом режиме, нашли широкое применение на калийных рудниках, это системы типа «Сапфир» – датчики депрессии, АПТВ – датчики скорости и расхода воздуха, ЗТ-47 – датчики тепловые, СТХ-9 или ТМРК – датчики содержания горючих газов в воздушной среде. Датчики способны вырабатывать управляющий сигнал, которым, во-первых, оповещаются ответственные лица о нештатной ситуации, во-вторых, по мере необходимости производится регулирующее воздействие на управляющие органы систем пожаротушения, управления лядами или автоматическими дверями, окнами или шлюзами, работой направляющих аппаратов вентиляторных установок, работой вентиляторов местного проветривания.

На калийных рудниках средства контроля охватывают весь спектр нормируемых параметров вентиляции, а имеющиеся средства управления достаточно надежны и эффективны, что подтверждается многолетней эксплуатацией с середины 70-х годов. Как в нормальном режиме проветривания, так и в аварийных, средства контроля и управления не подвели ни разу. Это зафиксировано в многочисленных актах о проверке их действия, составляемых раз в месяц.

Таким образом, первое условие выполняется целиком и полностью, оно

не ограничивает применение новой технологии.

Анализ второго условия, заключающегося:

во-первых, включение в вентиляционную схему максимального (в крайнем случае, необходимого) количества подконтрольных службам рудника выработок. Эта часть условия выполняется на рудниках согласно разработанным нормативным документам газового режима, таким как:

- Специальные мероприятия по безопасному ведению горных работ на Верхнекамском калийном месторождении в условиях газового режима. М.,1993 г.-38 с.;
- Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111- 95);
- Правил безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений республики Беларусь (ПБО 13101-01.17);
- Инструкция по отнесению рабочих зон калийных рудников Верхнекамского месторождения к опасным по газу. / Утверждена ОАО "Уралкалий", ОАО "Сильвинит" и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ. - Пермь, 1993. - 5 с.;
- Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников / Утверждена Союзом производителей калия и согласована Госгортехнадзором РФ 18.02.94 - Пермь, 1994.- 25 с.;
- Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках Верхнекамского калийного месторождения (монография). - М.: Недра, 1992. - С. 470 (глава 8 - раздел 8.3.4);
- Инструкция по замеру количества воздуха, проходящего в сечении выработки, проводимой комбайновыми комплексами с применением забойных установок активного проветривания, на рудниках "Беларуськалий" / Утверждена Горным институтом УрО РАН, ПО "Беларуськалий".- Солигорск, 1997. - 12 с.

Эта часть условия является обязательной и выполнение ее на рудниках неукоснительно соблюдается.

во-вторых, вовлечение в проветривание всего объема воздуха заключенного во всех подконтрольных выработках для активного разбавления возможных выделений газов. Столь мощный резерв для снижения опасности появляется благодаря изменениям, вносимым в газовый, аэрозольный и микроклиматический режим. Это главный вентиляционный резерв. Реализуется он, в основном, через частичное повторное использование воздуха. Так как используются объемы воздуха, поступающие на исходящую струю из рабочих зон, как находящихся в работе, так и временно приостановленных, как опасных по газу, так и неопасных, плюс объемы внутрирудничных утечек воздуха. Весь этот воздух перемешивается и только после может быть вновь подан во входящую струю.

Соотношение опасных и неопасных объемов воздуха через расходы в исходящей и поступающей струях, выражаемые в виде коэффициентов повторного использования воздуха - это необходимая для решения задача. Следует провести дополнительные исследования для уточнения данной части условия. Но нет предпосылок для ее невыполнения.

в-третьих, вовлечение поверхностей горных выработок для сорбции газов. Такой процесс наблюдается, он установлен при исследованиях многими специалистами и может быть отнесен к вспомогательным вентиляционным резервам. Его отсутствие, например, ввиду покрытия части поверхностей выработок креплением, не скажется на ухудшении состава воздуха. А наличие - несколько прибавит возможностей по снижению уровня вредностей в воздухе. Эта часть условия имеет выполнение.

в-четвертых, необходимая термодинамическая обработка воздуха для снижения негативных явлений окончательно реализуется в объемах пространств рабочих зон и на исходящих струях. Стабильные параметры атмосферы исходящей струи, подмешиваемой к входящей, выравнивают общие показатели. Для подогрева воздуха в зимнее время требуется меньше тепла, так как в рудник его поступает меньше. Стабилизируются влажностные параметры воздуха. Поддержание их в пределах, не вызывающих выпадение конденсата, при частичном повторном ис-

пользовании становиться не только легче, но и происходит с некоторой долей автоматизма. Проведенных предварительных исследований достаточно, чтобы этот факт подтвердить и констатировать, что данная часть условия выполняется.

в-пятых, использование для осаждения пыли объемов пространств на исходящих струях рабочих зон, где в подконтрольных службам рудников выработках за счет имеющегося увеличения проходных сечений, а, следовательно, снижения скорости потоков в 100-1000 раз, добиться выпадения пыли. Возможности такие возникают повсеместно, так как в пределах границ рабочих зон находиться 10-20 камер, воздухоподающие и вентиляционные штреки. В какой то степени этот процесс происходит самопроизвольно, нужно придать ему тот характер и реализовать те мероприятия, которые найдены в предварительных исследованиях.

Таким образом, второе условие существует и выполняется, оно практически связано с вентиляционными резервами. Следует для реализации новой технологии углубить проработку относительно нормирования параметров поступления воздуха на повторное использование относительно газового фактора. Другие факторы не только не препятствуют частичному повторному использованию воздуха, но и не могут быть полностью нормализованы без его применения.

Анализ третьего условия, по которому необходимо исключение попадания в исходящую струю до ее поступление на частичное повторное использование местных выделений вредностей от работ, производимых в камерах служебного назначения (гарь, дым, газы ДВС из гаражей и т.п.). Система проветривания рудников построена так, что согласно правилам безопасности, все, или любой потребитель может быть отключен от схемы вентиляции. Это возможно только при параллельной схеме проветривания. Следовательно, камеры служебного назначения и другие объекты получают воздух обособленно, а сброс его - общий. Но нами установлено, что для частичного повторного использования воздуха наиболее приемлемы масштабы крыла или главного направления рудника.

Камеры служебного назначения находятся в непосредственной близости от стволов и не попадают в названные масштабы. Они сбрасывают воздух в общешахтную исходящую струю. Нам только следует выполнить перевод части воздуха с исходящих во входящие потоки, отступив от стволов на расстояние, достаточно отдаленное.

Таким образом, условие третье выполняется, как и оба предыдущих. Все условия выполнимы для применения новой технологии.

Проанализируем на базе предварительных исследований, что же позволяет добиться новая технология в отношении требований к ее применению:

1. Заложенные в технологию возможности использования как имеющихся, так и новых вентиляционных резервов, позволяют поддерживать содержание вредных примесей (газов и аэрозолей) в потоке воздуха, поступающем и исходящем из рабочих зон, на уровне значительно ниже допустимых норм. Это требование выполняется с большей эффективностью, чем при существующих технологиях:

Газовый фактор.

Выполненные исследования газовыделений и разработанный газовый режим со структуризацией и дифференцированием по степени опасности рабочих зон в подземном пространстве калийных рудников, позволили повысить уровень безопасности при эксплуатации и, в то же время, снизить затраты на проветривание путем снижения подачи потребного количества воздуха по газовому фактору в рудник. Это обоснованный и подтвержденный натурными исследованиями факт. В тоже время, с целью мгновенного разжижения внезапных газовыделений, возникающих с большой периодичностью и непредсказуемостью, до уровня неопасных концентраций, необходимо обеспечивать каждый забой большими объемами воздуха, многократно превышающими сегодняшние подачи. Снижение общего расхода воздуха в руднике при одновременном повышении его в призабойных пространствах горных выработок достигается только при повторном использовании части воздуха.

Таким образом, разработанный газовый режим наиболее приемлем для проветривания с применением частичного повторного использова-

ния воздуха. Ограничения могут накладываться только при полном отсутствии поступления подсвежающей струи в рабочую зону.

Аэрозольный фактор.

Проведенные исследования аэрозольной обстановки и процессов массопереноса в системах горных выработок, показывают, что уменьшить затраты на проветривание можно только снизив выделение пыли (где это возможно), или применив способы пылеподавления. Наиболее эффективным является конденсационное пылеподавление, возникающее естественным образом в большинстве зон выделения аэрозолей, при создании подходящих климатических условий.

Наиболее целесообразно снижать затраты энергии по данному фактору технологии проветривания за счет уменьшения скорости потоков воздуха. Так как места массовых пылевыделений расположены рассредоточено и достаточно локально в пределах подземного пространства рудников, то само пространство имеет очищенный от аэрозоля воздух. По длине пути, по мере удаления от источника выделения пыли в воздушной среде концентрация аэрозолей уменьшается и постепенно достигает средней для всего подземного пространства, т.е. менее ПДК. Исследованиями обоснована не только возможность, но необходимость повторного использования воздуха, так как образовавшаяся внутри рудника пыль не токсична, а в поступающей с воздухом с поверхности пыли могут присутствовать токсичные элементы, что опасно для здоровья горняков.

Основным ограничением для реализации этого технологического процесса, является длина пути аэрозольного потока, на котором осядет излишняя пыль, и воздух, по своим параметрам, сравняется с входящей струей.

Новая технология отвечает первому требованию в полной мере.

2. Термодинамические параметры при существующих технологиях проветривания ухудшают микроклимат на поступающих струях и отчасти - в рабочих зонах.

Исследования микроклиматических условий в подземных пространствах калийных рудников позволили установить, что микровключенные

в соляные породы газы выделяются под воздействием физико-химического растворения конденсационной влагой. В микровключенных газах содержатся и горючие, и ядовитые. Однако, эти процессы происходят в определенный период года, когда с поверхности поступает воздух с повышенной влажностью.

Температурно-влажностный режим в воздухоподающих выработках, а в некоторых случаях, при наличии значительных объемов утечек воздуха, и на исходящих струях (особенно карналлитового пласта), приводит к целому ряду негативных последствий, связанных с выпадением и последующей сезонной миграцией большого количества агрессивных рассолов.

Влага приводит транспортные пути в рудниках в непригодное состояние, увеличивается тормозной путь автотракторной техники, а это повышает аварийность. Выходят из строя электрические сети и системы сигнализации, затопляются запасные выходы и многое другое.

Анализ исследований позволил сформулировать условия нормализации рудничной атмосферы по теплофизическим параметрам, а именно, следует уменьшить поступление воздуха с поверхности в шахту и увеличить интенсивность его обмена в пределах подземного пространства. При этом, повышаются и антиаэрозольные свойства атмосферы рудников. Ограничений применения повторного использования воздуха по климатическим показателям нет.

Таким образом, новая технология в полной мере отвечает предъявляемому требованию.

3. Основные вентиляционные резервы, связанные с совершенствованием газового, аэрозольного и микроклиматических режимов, заключаются в вовлечении в проветривание всего объема воздуха, находящегося во всех подконтрольных выработках. Для создания этих резервов должны применяться объемы воздуха, поступающие на исходящую струю из рабочих зон (работающих и временно приостановленных, опасных по газу и неопасных), и объемы внутрирудничных утечек воздуха. Их реализовать можно только, благодаря частичному повторному использованию воздуха, и никак иначе. То есть, только новая техно-

логия способствует применению главных вентиляционных резервов.

4. Вентиляционные потоки должны управляться и регулироваться.

При исследовании аэродинамических процессов в системах горных выработок со сложной топологией разработаны способы и средства эффективного управления потоками воздуха в калийных рудниках. Методология реализации процессов проветривания, нацеленная на энергосбережение, требует сохранения или увеличения затрат на внутрирудничную вентиляционную сеть, при том что потери энергии в подающих и выдающих вентиляционных стволах, и их комплексах должны быть минимизированы.

Сформулированная методология позволяет максимально снизить затраты на проветривание, связанные с аэродинамическими показателями управления и регулирования потоков, только при повторном использовании воздуха. Доказано, что переход на повторное использование воздуха никак не ограничивается аэродинамическими качествами вентиляционных сетей калийных рудников, а, с точки зрения энергосбережения, – наиболее приемлемая технология проветривания.

5. Осуществление контроля над основными параметрами проветривания происходит через систему датчиков, постоянные и периодические замеры как состава и температуры воздуха, так и его расходов по руднику. Практически все нормируемые параметры контролируются. Разработать следует дополнительный уровень контроля в пределах выработок, служащих для перепускания части исходящей струю на входящую.

6. В случае аварийных ситуаций управление потоками воздуха, особенно в реверсивном режиме проветривания, возможно и необходимо за счет быстрого возврата схемы проветривания рудника к существующей сейчас. Таким образом, мероприятия по ликвидации аварии сохраняются в прежнем объеме. Это позволит создать преемственность и более плавный переход от одной технологии к другой. Нужно разработать средства и методы быстрого восстановления вентиляционной сети.

7. Существенно энергетические затраты на проветривание и

удельный расход энергии снижаются только при новой технологии проветривания (более чем в два раза). Существующая технология неспособна, при самых благоприятных условиях, обеспечить сокращение более чем на 30 %.

Обобщенный анализ.

а. Аэродинамические процессы, происходящие в рудниках, не препятствуют применению повторного использования воздуха.

б. Теплофизические процессы при повторном использовании воздуха стабилизируются, это повышает безопасность эксплуатации рудников.

в. Аэрозольная обстановка стабилизируется за счет больших объемов воздуха и интенсивного воздухообмена.

г. Газовая обстановка приводится в безопасное состояние большими объемами не загазованного воздуха, находящегося в системе горных выработок.

Массовых, способных загазовать все подземное пространство рудников, газовыделений произойти не может. В процессе формирования месторождений для образования таких больших скоплений газов предпосылок не было. Поэтому, с целью безопасного повторного использования воздуха необходимо выполнить условие – создание интенсивного воздухообмена. При этом в рудник необходимо обеспечить поступление ограниченного количества свежего воздуха, достаточного для того, чтобы процессы накопления газов стабилизировались при концентрациях значительно меньших допустимых.

Определение пределов частичного использования воздуха в общем случае является задачей дальнейших исследований. В частности эти пределы должны определяться проектной проработкой для каждого конкретного рудника.

Таким образом, частичное повторное использование воздуха по всем показателям допустимый и необходимый процесс энергосберегающей технологии проветривания рудников большой мощности. При применении этой технологии сохраняется достаточный уровень безопасности ведения горных работ и происходит значительное сокращение энергетических затрат.

6.2. Разработка систем вентиляции с надежным и безопасным частичным повторным использованием воздуха.

Частичное повторное использование воздуха для проветривания подземных рудников предполагает наличие трех потоков – входящего, исходящего и циркуляционного. Дебиты входящего и исходящего потоков, несомненно, равны, а вот расход циркуляционного потока может варьироваться от нуля до величины, многократно превосходящей дебиты первых двух потоков. То есть, циркуляционный контур может быть подстроен под параметры достаточного для разжижения газов поступления воздуха, или значительно большего, чем этого требует соблюдение нормального газового режима. Во втором случае начинает работать принцип активного разбавления газов не только в месте их выделения, но и в процессе переноса по горным выработкам. В этом случае становятся существенными не столько расходы газа и свежего воздуха, поступающие в циркуляционный контур, сколько их объемы. Только приемлемое соотношение объемов газа и циркулирующего воздуха позволяют создать в газовоздушной смеси безопасные концентрации примесей. Поддержание этого соотношения постоянным – первая задача служб вентиляции.

Газ в циркуляционный контур поступает в процессе ведения горных работ в пределах рабочих зон. И если не осуществлять постоянное прибавление свежего воздуха или вынос газа, то в циркулирующем потоке воздуха содержание примеси будет постоянно возрастать. Если прибавление свежего воздуха обязательно сопровождается удалением такого же количества воздуха из циркуляционного контура, то вот вынос газа из контура не всегда должен сопровождаться адекватным прибавлением свежего воздуха. На этом и строится принципиальное отличие между прямоточной схемой проветривания и схемой содержащей циркуляционный контур. При наличии такого контура можно значительно повысить эффективность выноса газа тем, что процессы разбавления примеси стабилизируются внутри циркуляционного контура, а процессы выноса газа из контура стабилизируются в узлах взаимодействия потоков (циркуляционного и свежего). Именно корректное решение задачи относительно выноса газа без допущения накопления вредных

примесей в атмосфере циркуляционного контура при постоянных обычных газовыделениях в рабочей зоне – есть главная цель аналитических исследований данного раздела.

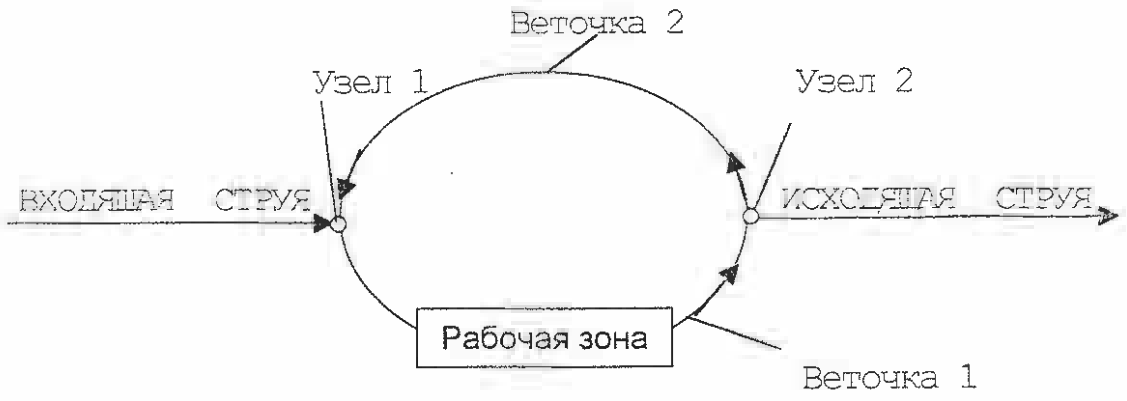
Определение допустимых пределов и параметров частичного повторного использования воздуха должно строиться по расчетной схеме, отражающей упрощенную вентиляционную схему. Ранее полного решения аналитической задачи получит не удавалось так как схема была неоправданно усложнена. Поэтому вначале следует довести логическое завершение упрощения вентиляционной схемы, а затем предложить ее аналитическое решение балансовой задачи. В результате получить для схемы с частичным повторным использованием воздуха наиболее приемлемые характеристики изменения газовой обстановки, а затем использовать их относительно схем с большей деталировкой вентиляционной сети.

Существующие методики составления схемы вентиляции при частичном повторном использовании воздуха позволяют представить ее в виде двух параллельных ветвей между двумя узлами (рис. 6.1). В одной из этих веточек находится источник газовыделения, а роль второй веточки сводиться к мгновенному возврату чисти исходящей струи. Во второй веточке с точки зрения газовой динамики происходят процессы переноса, и если следовать второму закону Фика, гласящему – при непрерывной и постоянной во времени диффузии газа пространственные координаты и концентрация не зависят от направления потока и длины его перемещения, то размеры этой веточки можно принять равными любому значению, в том числе и 0. Выполненное нами действие – сокращение одной веточки, не противоречит физическому смыслу осуществления только переноса газа из одного узла вентиляционной сети в другой. А именно, процессы смешения, происходящие в обоих узлах, можно условно объединить, так как они идентичны. Газ ушедший из первого узла – разделения потоков, без потерь поступает во второй узел – смешения. Таким образом, преобразование традиционной двух веточной и двух узловой расчетной схемы в одноузловую, вполне допустимое действие по соображениям газовой динамики.

В шахтных условиях единый общий узел, в котором взаимодействуют потоки свежего воздуха и циркулирующего по контуру выглядит как сбойка между панельным вентиляционным и блоковым выемочным штреками. Длина этой сбойки иногда составляет от 0,7 до 1,3 м, а ширина долее 5 м. То есть продольные и поперечные размеры сбойки вполне позволяют активно взаимодействовать всем потокам воздуха практически в одном месте.

Через общий узел слияния проходят все три потока. Объект проветривания (рабочая зона) находится в циркуляционном контуре (рис. 6.1). При этом направление движения воздуха по циркуляционному контуру может быть выбрано любым, что соответствует первому закону Фика.

а).ТРАДИЦИОННАЯ СХЕМА ЧАСТИЧНОГО ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОЗДУХА



б). МОДЕРНИЗИРОВАННАЯ СХЕМА С ОДНИМ УЗЛОМ СМЕШЕНИЯ

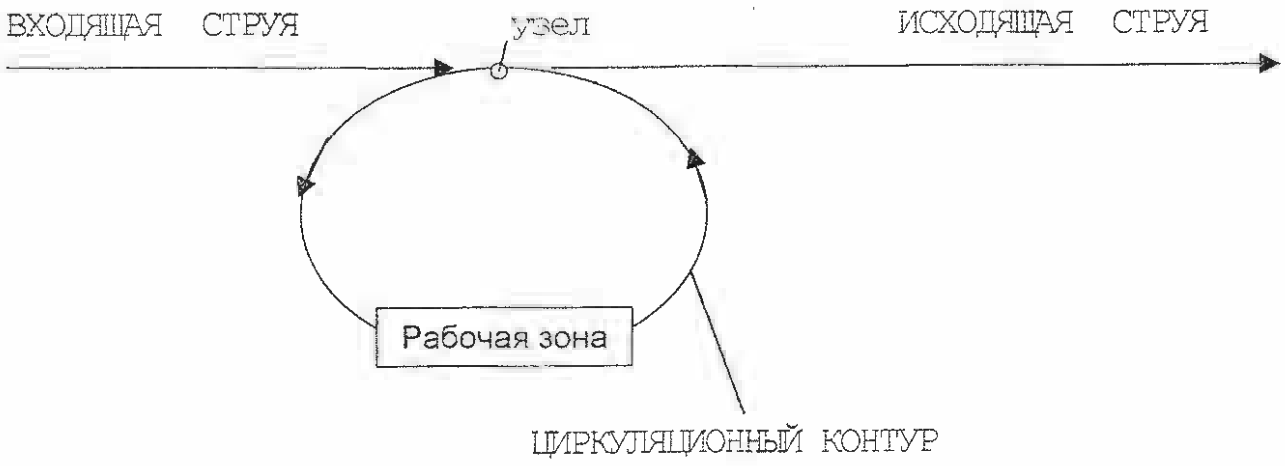


Рис. 6.1. Схема осуществления частичного повторного использования воздуха для проветривания рабочей зоны.

Составим уравнения воздушного и газового баланса для этой схемы б. представленной на рис. 6.1:

$$Q_{IX} = Q_{BX} \; ; \; Q_R = var. \; ; \qquad (6.1)$$

$$G_{R1} = G_{RZ} - G_{IX} + G_{BX} \; ; \qquad (6.2)$$

$$G_{P2} = G_{R1} + G_{RZ} = 2G_{RZ} - G_{IX} + G_{BX} \; , \qquad (6.3)$$

где Q_{IX} и Q_{BX} – соответственно расходы воздуха исходящей и входящей струй, $м^3/с$; Q_R – расход воздуха в циркуляционном контуре, $м^3/с$; G_{RZ} – дебит газовыделений в рабочей зоне, $м^3/с$; G_{R1} – количество газа, привносимое в циркуляционный контур, $м^3/с$; G_{R2} – количество газа, уносимое в циркуляционный контур из рабочей зоны, $м^3/с$; G_{IX} – количество газа, уносимое исходящей струей, $м^3/с$; G_{BX} – количество газа, привносимое входящей струей, $м^3/с$.

Продолжим решение (6.2) для второго и последующих раз пропускании газа по данной системе:

$G_{R1(2)} = (G_{RZ} - G_{IX} + G_{BX}) + (2G_{RZ} - G_{IX} + G_{BX}) = 3G_{RZ} - 2G_{IX} + 2G_{BX}$;

$G_{R1(3)} = (G_{RZ} - G_{IX} + G_{BX}) + (3G_{RZ} - 2G_{IX} + 2G_{BX}) = 5G_{RZ} - 3G_{IX} + 3G_{BX}$;

$G_{R1(4)} = 7G_{RZ} - 4G_{IX} + 4G_{BX}$;

$G_{R1(5)} = 9G_{RZ} - 5G_{IX} + 5G_{BX}$;

… … … … … … … … … … … … …

$$G_{R1(X)} = (2X-1)G_{RZ} - XG_{IX} + XG_{BX} \; , \qquad (6.4)$$

где $G_{R1(X)}$ – количество газа, привносимое из циркуляционного контура в рабочую зону после X – кратного прохождения газа через узел слияния потоков.

Используя уравнение (6.4) можно составить уравнение проветривания исследуемой рабочей зоны, добавив расход чистого воздуха в каждом потоке:

$$G_{R1(X)} + Q_R = (2X-1)G_{RZ} + Q_{RZ} - XG_{IX} - Q_{IX} + XG_{BX} + Q_{BX} \; , \qquad (6.5)$$

где $Q_{RZ} = Q_R$ – количество воздуха, проходящее в рабочей зоне. При этом выразим соответствующие расходы газа через величину концентрации газа на текущий момент: – $C_{RZ} = G_{RZ} / Q_R$ – концентрация газа в рабочей зоне; $C_R = G_R / Q_R$ – концентрация газа в циркуляционном потоке; $C_{IX} = G_{IX} / Q_{IX}$ – концентрация газа в исходящей струе; $C_{BX} = G_{BX}/Q_{BX} = 0$ – концентрация газа во входящей струе. Подставив значе-

ния в (6.5) получим:

$$C_R\ Q_R + Q_R = (2X-1)C_{RZ}\ Q_R + Q_{RZ} - XC_{IX}\ Q_{IX} - Q_{IX} + XC_{BX}\ Q_{BX} + Q_{BX}\ .$$

Учитывая (6.1) и то, что $G_{BX} = 0$, имеем:

$$C_R\ Q_R + Q_R = (2X-1)C_{RZ}\ Q_R + Q_R - XC_{IX}\ Q_{BX}\ , \qquad (6.6)$$

Далее упростим:

$$C_R\ Q_R = (2X-1)C_{RZ}\ Q_R - XC_{IX}\ Q_{BX}\ , \qquad (6.7)$$

Поделим на Q_R все члены (6.7), в результате получим:

$$C_R = (2X-1)C_{RZ} - XC_{IX}\ Q_{BX} / Q_R\ , \qquad (6.8)$$

Несомненно, что концентрация в циркуляционном контуре C_R после узла смешения потоков равна концентрации газа на исходящей струе C_{IX}, тогда (6.8) запишем:

$$C_R = (2X-1)\ C_{RZ} - X\ C_R\ Q_{BX} / Q_R\ , \qquad (6.9)$$

Перенесем в левую часть общие показатели:

$$C_R + X\ C_R\ Q_{BX} / Q_R = (2X-1)\ C_{RZ}\ ,$$

упростим:

$$C_{RZ}\ (2X-1) = C_R\ (1 + X\ (Q_{BX} / Q_R)),$$

Выразим C_{RZ} :

$$C_{RZ} = C_R(1 + X\ (Q_{BX} / Q_R))\ /(2X\ -1), \qquad (6.10)$$

Упростим, обозначив Q_{BX}/Q_R – отношение количества воздуха поступающего в систему вентиляции к количеству воздуха, проходящему в циркуляционном контуре, как коэффициент повторного использования воздуха $K_{ПИ}$:

$$C_{RZ} = ½\ C_R(X\ K_{ПИ} +1)\ /(X - ½)\ . \qquad (6.11)$$

Таким образом, нами получено поддающееся решению уравнение (6.11), для предела по неопределенности (6.11), при $X \to \infty$, выполним преобразование:

$$C_{RZ} = \lim_{X \to \infty}\ (½\ C_R(X\ K_{ПИ} +1)\ /(X - ½))\ . \qquad (6.12)$$

Согласно правила Лапиталя определим C_{RZ}:

$$C_{RZ} = ½\ C_R\ K_{ПИ}\ . \qquad (6.13)$$

Уравнение (6.13) позволяет произвести анализ газовой обстановки в предложенной схеме проветривания с частичным повторным использованием воздуха. В этом уравнении присутствуют следующие показатели:

1. $(Q_{ВХ}/Q_R) = K_{ПИ}$, показатель в котором отражено соотношение расхода в подсвежающей струе к необходимому расходу воздуха, при этом знаменатель находится по известным формулам [31, 123], через факторы, определяющие необходимое количество воздуха для проветривания рабочей зоны.

2. X – величина, выражающая, сколько раз воздух прошел через узел слияния потоков по замкнутому контуру.

3. C_R – величина концентрации газа в циркуляционном контуре, она задается постоянной, если газовыделения в рабочей зоне происходят равномерно, и переменной – если имело место повышенное выделение газа.

4. C_{RZ} – искомая величина концентрации газа в рабочей зоне на момент выполнения расчетов по исходным данным, заданным из предыдущих трех пунктов.

Проведем анализ решения уравнения (6.13) варьируя исходными данными C_R , $K_{ПИ}$. При этом поставим условие состоящее в том, что в рабочей зоне возникла ситуация повышенного выделения газа, и концентрация достигла значений на уровне ПДК, то есть C_R равно $C_{ПДК}$. Такое газовыделение близко к аварийной ситуации, при аварийной ситуации датчики отключат оборудование, отбойка прекратиться и возрастание концентрации газа будет невозможно. Таким образом, нами рассматривается самый плохой вариант проветривания, когда наступило загазование струи исходящей из рабочей зоны. Подставляя разные значения $K_{ПИ}$ в результате вычисления (6.13) имеем параметры концентрации газа на входящей струе в рабочую зону, при C_R = 0,5 об% по горючим газам:

$$C_{RZ} = ½ \; ½ \; K_{ПИ} = 1\backslash 4 \; K_{ПИ}. \qquad (6.14)$$

Отсюда $K_{ПИ}$ определяется:

$$K_{ПИ} = 4 \; C_{RZ} \; , \qquad (6.15)$$

Если учесть что C_{RZ} ни при каких условиях не должна быть более 0,5 об%, то нижний предел $K_{ПИ}$ находится подстановкой этого значения в (6.15), и предел равен 2. верхний предел не ограничен. Обоснуем оптимум.

Правилами безопасности запрещается в рабочих зонах иметь содержание газов выше предельно допустимых концентраций $C_{ПДК}$. Исходя из этого, формула (6.10) приобретает следующий вид:

$$C_{ПДК} = C_R(1 + X\ (Q_{ВХ} / Q_R))\ /(2X - 1)\ , \qquad (6.16)$$

$$\text{Или}\quad 1 + X\ (Q_{ВХ} / Q_R) = C_{ПДК}\ (2X - 1)\ /\ C_R\ ,$$

$$X\ (Q_{ВХ}/Q_R) = (C_{ПДК}\ (2X - 1)\ /\ C_R) - 1,$$

$$Q_{ВХ}/Q_R = ((C_{ПДК}\ (2X - 1)\ /\ C_R) - 1)/X,$$

Упростим и получим:

$$Q_{ВХ}/Q_R = (X\ /\ C_R - C_{ПДК}\ /\ C_R - 1)/X, \qquad (6.17)$$

$$Q_{ВХ}/Q_R = 1\ /\ C_R - C_{ПДК}\ /\ XC_R - 1/X, \qquad (6.18)$$

При этом концентрация газа в циркуляционном контуре также не должна превышать $C_{ПДК}$. Отсюда, (6.18) запишем как:

$$Q_{ВХ}/Q_R = 1/C_{ПДК} - C_{ПДК}\ /\ XC_{ПДК} - 1/X\ ,$$

или

$$Q_{ВХ}/Q_R = 1/C_{ПДК} - 1/X - 1/X\ ,$$

$$Q_{ВХ}/Q_R = 1/C_{ПДК} - 2/X\ , \qquad (6.19)$$

Если $Q_{ВХ}/Q_R$ заменить на $K_{ПИ}$ - коэффициент повторного использования воздуха, то имеем формулу:

$$K_{ПИ} = 1/C_{ПДК} - 2/X\ , \qquad (6.20)$$

Второй член уравнения (6.20), при длительном повторном использовании воздуха, становится ничтожно мал, поэтому оптимальной величиной коэффициента повторного использования воздуха является величина, обратная предельно допустимой концентрации:

$$K_{ПИ} = 1/C_{ПДК}\ , \qquad (6.21)$$

Результаты расчетов (6.21), относительно известных газов Верхнекамского и Старобинского месторождений приведены в табл. 6.1.

При краткосрочном, недавно возникшем, повторном использовании воздуха игнорировать второй член уравнения (6.20) невозможно - его величина достаточно значительна. Поэтому, в период начала процесса $K_{ПИ}$ не должен быть менее 2.

Таблица 6.1.

Коэффициент повторного использования воздуха $K_{ти}$, необходимый при вероятности выделении разных газов

Газ	Формула	$C_{пдк}$	$K_{ти}$
Метан	CH_4	0,5	2
Сумма горючих газов	CH_4+2H_2	0,5	2
Окись углерода	CO	0,0017	590
Окислы азота	NO_2	0,00026	3850
Сероводород	H_2S	0,00071	1400
Акролеин	C_3H_4O	0,000009	111000
Формальдегид	CH_2O	0,00004	25000

Анализируя данные табл. 6.1 видно, что при расчете по горючим газам, потребность в количестве воздуха, подаваемого на входящую струю гораздо больше потребности по ядовитым газам – в сотни и десятки сотен раз, а это позволяет утверждать, что главным должно стать определение безопасных условий повторного использования воздуха по фактору «горючие газы». Другие газовые факторы естественным образом становятся не опасными, если все решено относительно горючих газов.

Сформулируем основное требование для схем вентиляции с частичным повторным использованием воздуха, вытекающее из выполненных исследований и анализа их результатов.

А именно – в схеме в качестве объектов проветривания должно выступать несколько рабочих зон, они должны объединяться в единую сеть аэродинамически связанными выработками (например, выработки входящей и исходящей струи, выработка по которой проходит повторная струя и т. д.). В качестве критерия безопасности выступает условие, что расход воздуха, подаваемый на повторное использование, определяется по фактору «горючие газы». По приведенным соображениям разработана каскадная схема частичного повторного проветривания рабочих зон, приведенная на рис. 6.2.

Каскадная схема позволяет надежно применять новую технологию,

так как в циркуляционный контур включена не отдельная зона, а каскад зон. Благодаря чему вероятность одновременного газовыделения снижается.

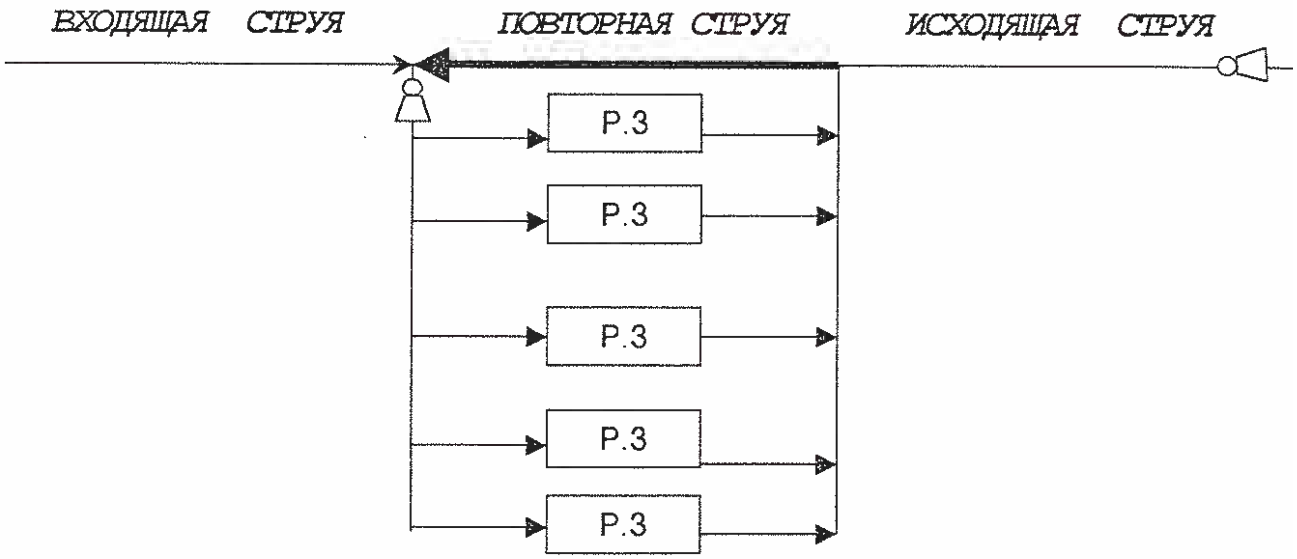


Рис. 6.2. Каскадная схема частичного повторного использования воздуха. Здесь Р.З – обозначение рабочих зон.

В каскадной схеме частичного повторного использования воздуха есть два варианта размещения дополнительных источников тяги, это в повторной струе или во входящей в контуры струе. На наш взгляд предпочтительнее второй вариант, так как в этом варианте учитывается тот факт, что по сравнению с повторной струей газовая ситуация здесь значительно лучше. Сюда подается исходящая струя и свежая.

По схеме схожей с каскадной, проведены опытно-промышленные испытания в натурных условиях рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» в период с декабря 1998 по январь 1999 годов. Методика испытаний предполагала проведение полномасштабной газовоздушной съемки. В результате более чем в 750 пробах воздуха, взятых из всех забоев, с выемочных и вентиляционных штреков рабочих зон, в сбойках с исходящей струи на входящую, в выработках главных направлений и околоствольных дворов не было обнаружено присутствие газа в сколь ни будь значительных количества. Максимальная концентрация обнаруженного газа (метан + водород) в сотни раз ниже ПДК. В результате бы-

ло доказано, что применение частичного повторного использования воздуха не только возможно, но даже необходимо для повышения безопасности проветривания рабочих зон с относительно низкой газообильностью, а при условии использования каскадной схемы достигается повышение безопасности. Оно достигается тем, что для нескольких рабочих зон создается единый циркуляционный контур, в котором общий дебит газовыделений разбавляется значительным, общим для всех зон, расходом воздуха. В результате концентрация газа в выработках циркуляционного контура зависит от средней газообильности всех рабочих зон.

Если в едином контуре встречаются весьма газообильные зоны (например, находящиеся в пределах карналлитового пласта) и рабочие зоны с весьма низкой газообильностью, то даже в этом случае средняя газообильность не превысит допустимых значений.

При применении повторного использования воздуха, утечки, возникающие в циркуляционном контуре, превращаются из отрицательного явления в положительное, они способствуют снижению концентрации газа в повторной струе воздуха.

В рудниках выделены группы рабочих зон (по степени газовой опасности) – неопасные, малоопасные, опасные и особо опасные, в единый циркуляционный контур должны включаться первые три группы зон без ограничений. Особо опасные могут быть включены в циркуляционный контур при условии отношения количества воздуха, подаваемого в них Q_{oo}, к количеству воздуха, проходящего по неопасным рабочим зонам $Q_{нео}$, равному $C_{пдк}$:

$$Q_{oo}/Q_{нео} = C_{пдк} , \qquad (6.22)$$

Для каскадной схемы повторного использования воздуха, имеющей несколько рабочих зон, находящихся в параллельном соединении между собой, количество воздуха, поступающее в систему должно быть не менее, чем найденное по формуле, полученной из уравнения (6.10) при решении его для параллельной схемы соединения выработок:

$$Q_{вх} = (1/C_{пдк}) \Sigma Q_R , \qquad (6.23)$$

где ΣQ_R – суммарное количество воздуха, проходящее по всем рабочим

зонам. Таким образом, в (6.23) учитывается неравномерность выделений газа.

Результаты применения каскадной схемы, в сочетании с разработанными вентиляторными установками (глава 5), позволяют не только повысить безопасность и надежность вентиляции, но и стабилизировать аэрогазодинамику подземного пространства.

Каскадная схема позволяет мгновенно восстановить прямоточное проветривание, например, при внезапном выбросе значительного количества газа, или при возникновении пожара, а также при других ситуациях, в которых прямоточная схема необходима. Достигается изменение каскадной схемы на прямоточную – размыканием одной ветви с повторной струей. То есть, при нештатных ситуациях проветривания есть возможность использования двух вариантов проветривания – нового и существующего на сегодняшний день. Это дополнительно повышает безопасность ведения горных работ.

На практике такое техническое решение требует создания системы контроля и управления основными параметрами проветривания рудника. Подобная система разработана и внедрена на рудниках СгКПРУ-2 ПО «Беларуськалий» и БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий». Она не только в автоматическом режиме выполняет контроль и настройку проветривания на заданный режим, но и позволяет выполнить перенастройку вентиляции на экономичный режим или режим, требуемый для ликвидации аварии.

Таким образом, применение вентиляции рудника с частичным повторным использованием воздуха оправдано, если использовать каскадную схему проветривания рабочих зон, имеющую подземные передвижные вентиляторные установки и систему автоматического контроля и управления основными параметрами проветривания. Такое сочетание элементов создает наиболее безопасную и надежную систему вентиляции рудников.

В нормальном режиме вентиляции, при частичном повторном использовании воздуха, схема проветривания рудника (рис. 6.3 и 6.4) должна представлять три аэродинамически связанных контура (А, В и С).

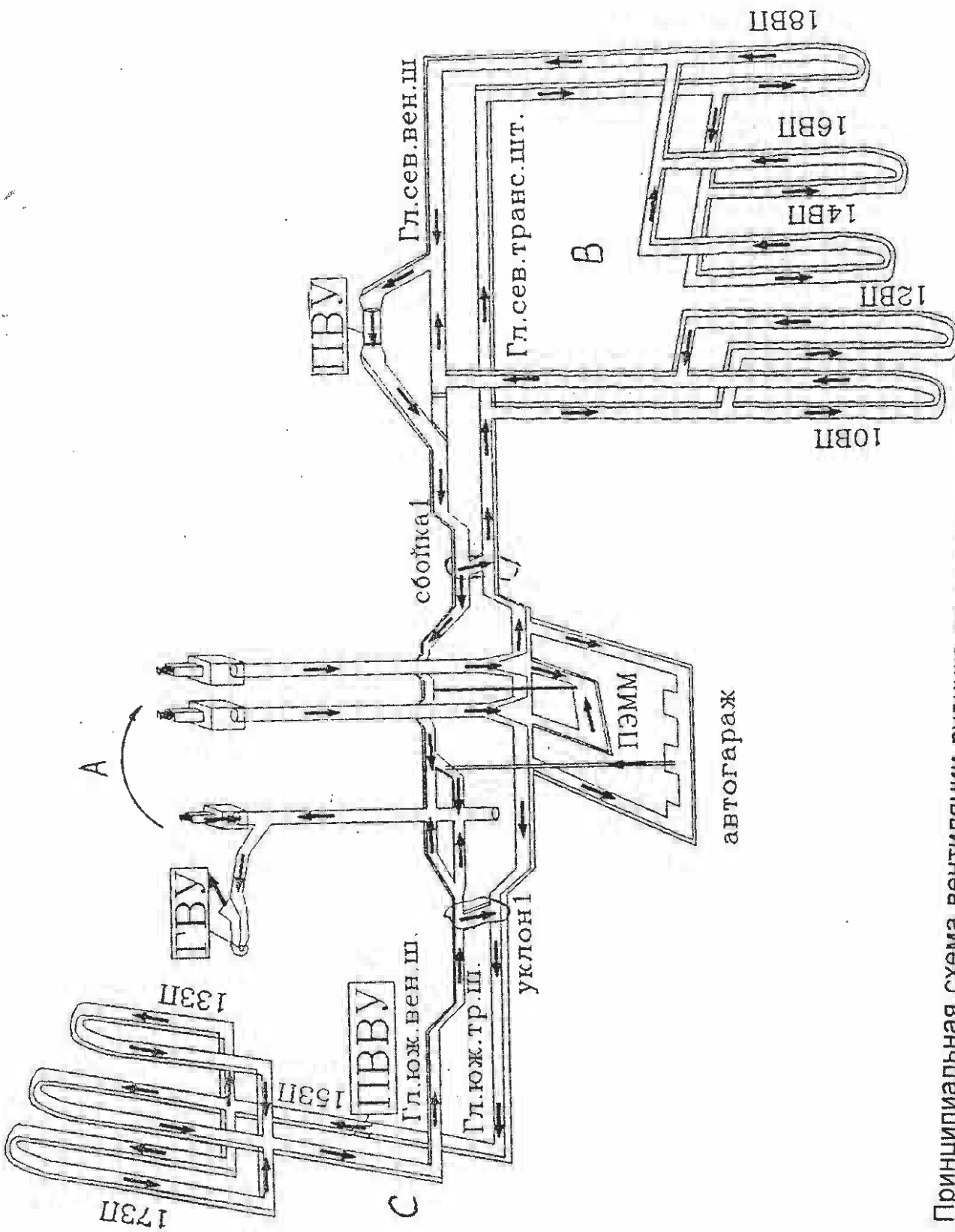


Рис. 6.3. Принципиальная схема вентиляции рудника по технологии с частичным повторным использованием воздуха.

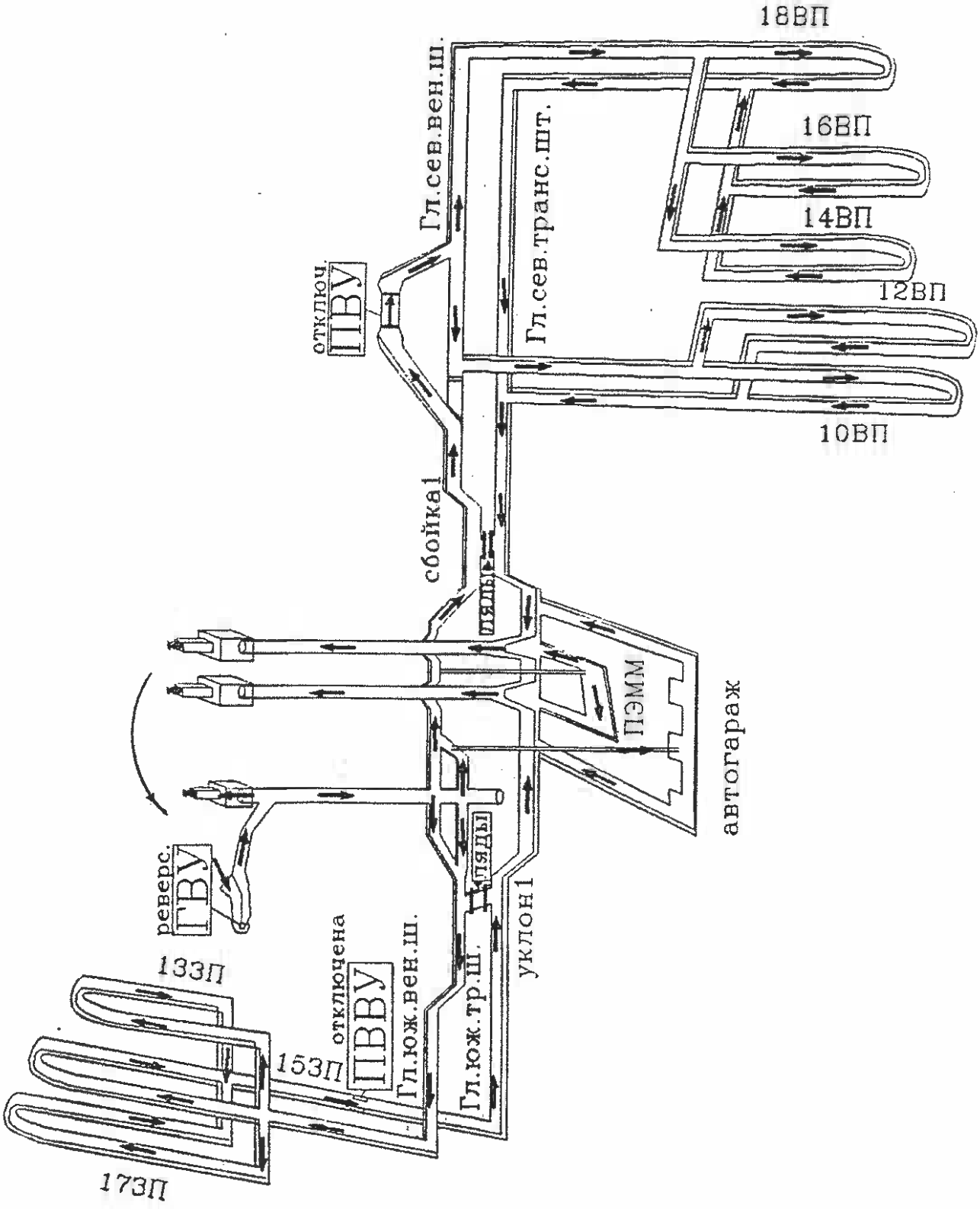


Рис. 6.4. Схема проветривания рудника в реверсивном режиме.

В каждом из контуров находится свой источник тяги.

Целесообразно для подготовки воздуха, поступающего на повторное проветривание рудника, использовать систему горных выработок, которая позволит:

- разжижать и частично, за счет сорбционных свойств солей, нейтрализовать свободные газы, выделяемые в процессе ведения горных работ;
- предотвратить выпадение конденсационной влаги в руднике;
- осадить мелкодисперсную соляную пыль.

В реверсивном режиме вентиляции, схема проветривания рудника (рис. 6.4) становиться такой, какова она при существующем всасывающем способе проветривания. Разрывается связь между входящими и исходящими струями с помощью ляд, установленных в сбойках. Ляды перекрываются. ГВУ переводится на максимальную производительность в реверсивном режиме, а источники тяги в руднике останавливаются. Подробнее аварийные режимы проветривания будут рассмотрены в отдельном разделе.

Применение дополнительных вентиляторных установок является также элементом повышения надежности частичного повторного использования воздуха. Для этого важна суперпозиция вентиляторных установок. Необходимо разработать иерархическую структуру размещения и работы источников тяги, что существенно для надежного функционирования всей системы проветривания.

6.3. Иерархический принцип расстановки и использования вентиляторных установок при повторном использовании воздуха.

Повышение надежного функционирования системы.

Теория цепей технологических процессов линейных систем, к которым также относятся вентиляционные системы, позволяет произвести необходимое повышение надежности. Здесь результирующий эффект сложного процесса воздействия представляет собой сумму эффектов, вызываемых каждым воздействием в отдельности, при условии, что по-

следние могут взаимно не влиять друг на друга, тогда:

$$W = \eta_0 P_1 + \eta_1 P_2 , \qquad (6.24)$$

при разложении на гармонические составляющие относительно, параметров системы и функций надежности, позиций ГВУ и подземных вентиляторных установок, получаем ряд зависимостей:

$$\begin{gathered} -(\lambda_1 + \lambda_3)p_1 + \mu_2 p_3 + \mu_1 p_4 + \mu_3 p_6 = 0; \\ \lambda_1 c_2 p_1 - (\mu_2 + 3\lambda_3)p_2 = 0; \\ \mu_2 p_2 - (\mu_2 + 3\lambda_3)p_3 = 0; \\ \lambda_3(p_1 + p_2 + p_3 + p_4) - \mu_3 p_7 = 0; \\ \lambda_3(p_2 + p_3 + p_4) - \mu_3 p_5 + \mu_3 p_7 = 0; \\ \lambda_3(p_2 + p_3 + p_4) + \mu_3 p_5 - \mu_3 p_6 = 0, \end{gathered} \qquad (6.25)$$

где W – фазовое состояние системы и подсистем η_i, p_i – показатель соответствующего процесса (относительный расход и давление на данной фазе процесса – μ_i), λ_i – передаточный коэффициент, c_i – параметры системы.

Сопоставление исходного (рис. 6.1) и преобразованного (рис. 6.3) графов показывает, что интересующие нас состояния получаются объединением ряда состояний системы в расширенном фазовом пространстве (объединенной системе нескольких рабочих зон), то есть:

$$\begin{gathered} P_1 = p_1; \\ P_2 = p_2 + p_3 + p_4; \\ P_3 = p_5 + p_6 + p_7. \end{gathered} \qquad (6.26)$$

Решением системы уравнений (6.25), с учетом (6.26), является формула для средней относительной эффективности фазового состояния функционирования объектов в системе вентиляции с частичным повторным использованием воздуха:

$$W = \eta_0 \frac{\mu_3 \left\{ 1 + k \left[\frac{\lambda_1 c_1}{\mu_1 + 3\lambda_3} + \frac{\lambda c_{21}}{\mu_2 + 3\lambda_3} + \frac{\lambda_1 c_2 \mu_2}{(\mu_2 + 3\lambda_3)^2} \right] \right\}}{(\mu_3 + 6\lambda_3)\left[1 + \frac{\lambda_1 c_1}{\mu_1 + 3\lambda_3} + \frac{\lambda_1 c_2}{\mu_2 + 3\lambda_3} + \frac{\lambda_1 c_2 \mu_2}{(\mu_2 + 3\lambda_3)^2} \right]}, \qquad (6.27)$$

Для решения задачи оптимизации необходимо определить:

1. Множество параметров $\{c_i\}$, варьирование которых создает многообразие вариантов моделируемой структуры системы проветривания;

2. Множество условий, ограничивающих область изменения этих параметров, $c_i \in C$;

3. Критерий качества оптимизируемой системы $W = W(c)$.

Обычно вид функционала W(c) оказывается столь сложным, что определение его аналитического вида во всей области С значений параметров оказывается практически невыполнимым. Применение методов планирования эксперимента позволяет ограничиться исследованием локальных областей значений параметров, для которых задача определения W допускает решение. Устанавливается связь между критерием качества и варьируемыми параметрами (факторами) модели системы проветривания в виде полинома

$$W = b_0 + \sum_{i=1}^{n} b_i x_i + \sum_{j=1}^{n} \sum_{i=1}^{n} b_{ij} x_i x_j + \dots , \qquad (6.27)$$

где b_0 , b_i, b_{ij} – соответственно начальное и последующие состояния каскадной вентиляционной системы, x – варьируемые параметры.

Анализ (6.27) показывает, что в каскадной схеме проветривания реализуется принцип суперпозиции, заключающийся в суммирующем воздействии на проветривание каждой зоны, вентиляторных установок обеспечивающих подачу воздуха в рудник – ГВУ, и установок обеспечивающих циркуляцию воздуха в контуре. При этом, недостаточное поступление воздуха в систему длительное время не сказывается на газовой обстановке в каждой рабочей зоне, в то время как при существующих схемах проветривания недостаточное поступление воздуха недопустимо ввиду отсутствия резерва подсвежения струи.

На основании проведенных исследований и теоретического обоснования предложен первый принцип:

- суперпозиция главных вентиляторных установок и вспомогательных, обеспечивающих циркуляционное движение воздуха в каскадной схеме. Таким образом, достигается существенное повышение надежности функционирования новой технологии проветривания в сравнении с существующей.

В разделе 5.5. проведены исследования, и анализ их результатов позволил установить, что подземные вентиляторные установки наиболее

эффективно работают в новой технологической системе, если применять их:

1. Для подачи воздуха по циркуляционному контуру, используя общую вентиляционную струю. Причем одинаково, стоят ли они на входящей или на исходящей струе.
2. В качестве дополнительного источника тяги в районе каждой или некоторых (в зависимости от необходимости) рабочих зон.

Исходя из принципа суперпозиции, и условий эффективной работы вентиляторных установок, расстановка их в вентиляционной сети должна быть следующая:

- ГВУ на дневной поверхности или в выработках околоствольного двора;
- Подземная вспомогательная вентиляторная установка (ПВВУ) в пределах крыла или главного направления рудника;
- Подземная передвижная вентиляторная установка (ППВУ) или несколько таких же в пределах рабочих зон.

Производительность каждой установки определяется:

ГВУ – необходимым расходом воздуха для подсвежения циркуляционных струй, плюс расчетный расход на проветривание камер служебного назначения и на компенсацию утечек в околоствольном дворе.

ПВВУ – расчетным суммарным расходом воздуха для всех рабочих зон в пределах данного циркуляционного контура, плюс компенсация утечек в крыле или главном направлении рудника.

ППВУ – расходом воздуха, необходимым для проветривания данной рабочей зоны с учетом утечек воздуха в ней.

Депрессия вентиляторных установок должна соответствовать:

ГВУ – необходимой величине для преодоления сопротивления стволов и околоствольных выработок.

ПВВУ – достаточной величине для замкнутого циркуляционного движения воздуха по выработкам крыла или главного направления рудника. В пределах многосвязной и очень разветвленной сети, с относительно малым аэродинамическим сопротивлением, депрессия ПВВУ должна составлять менее 10 % от депрессии ГВУ.

ППВУ – необходимой величине для преодоления сопротивления выработок рабочей зоны. Депрессии ППВУ и ПВВУ примерно одинаковы.

Таким образом, ГВУ должна иметь производительность меньшую, чем ПВВУ и большую, чем ППВУ, а депрессию большую, чем у каждой из них. ПВВУ и ППВУ не нуждаются в значительных депрессиях.

В качестве ГВУ должен выступать достаточно высоконапорный вентилятор. В качестве ПВВУ или ППВУ целесообразнее использовать низконапорные источники тяги, например, эжекторного типа или пропеллеры. В этом случае снижается депрессия в районе размещения вентиляторных установок и, как следствие, утечки через сооружения и регулирующие вентиляционные устройства.

Исходя из предпосылок – принципов расстановки и использования вентиляторных установок, складывается иерархия, записываемая:

1. По производительности ПВВУ > ГВУ > ППВУ.
2. По депрессии ГВУ > ПВВУ > ППВУ.
3. А по затрачиваемой энергии ГВУ >> ПВВУ > ППВУ.

То есть, мощность ГВУ должна быть наибольшей, а количество воздуха, проходящее через нее меньше, чем через ПВВУ.

Если в руднике несколько циркуляционных контуров, то в этом случае применяется столько же ПВВУ, а если внутри циркуляционных контуров есть труднопроветриваемые зоны, то, в соответствии с их количеством, используются и ППВУ. Или для рудника можно записать:

– по производительности: $Q_{ГВУ} - Q_{к.с.н.} = a\ Q_{ПВВУ}/K_{ПИ}$, (6.28)

– по мощности: $N_{ГВУ} + a\ N_{ПВВУ} + в\ N_{ППВУ} = N_{э.общ}$, (6.29)

где $K_{ПИ}$ – коэффициент повторного использования воздуха, $Q_{ГВУ}$, $Q_{ПВВУ}$ и $Q_{ППВУ}$ – производительность ГВУ, ПВВУ и ППВУ, $Q_{к.с.н.}$ – расход воздуха на проветривание камер служебного назначения, а – количество ПВВУ, в – то же, ППВУ; N – затраты энергии на проветривание ГВУ, ПВВУ и ППВУ, $N_{э.общ}$ – общие затраты. Утечки воздуха включены в соответствующие производительности с целью упрощения анализа, в последующем они могут быть вычленены из результатов.

Можно выразить: $a\ Q_{ПВВУ} = Q_{РАС}$,

где $Q_{РАС}$ – расчетное количество воздуха, подаваемое в рабочие зоны.

Если $Q_{РАС} + Q_{К.С.Н.} = Q_{РУД}$, то имеем расчетное количество воздуха, необходимое для подачи в рудник при существующей технологии проветривания, а если $Q_{РАС}/К_{ПИ} + Q_{К.С.Н.} = Q_{РУД}$, то же, для новой технологии проветривания.

$Q_{РУД}$ можно приравнять к производительности ГВУ без внешних утечек, тогда имеем сравнение двух технологий:

Существующая – $Q^0_{ГВУ} = Q_{РАС} + Q_{К.С.Н.}$,

Новая – $Q^1_{ГВУ} = Q_{РАС}/К_{ПИ} + Q_{К.С.Н.}$

Тогда запишем разность:

$$Q^0_{ГВУ} - Q^1_{ГВУ} = (Q_{РАС} + Q_{К.С.Н.}) - (Q_{РАС}/К_{ПИ} + Q_{К.С.Н.}) \qquad (6.30)$$

$$\Delta Q_{ГВУ} = Q_{РАС} - Q_{РАС}/К_{ПИ} = Q_{РАС}\,(1 - 1/К_{ПИ}), \qquad (6.31)$$

таким образом, производительность ГВУ, в сравнении с существующей, снижается на величину $\Delta Q_{ГВУ}$, найденную по (6.31). Чем больше $К_{ПИ}$, тем значительнее снижение производительности ГВУ.

Используем производительность ПВВУ, равную $aQ_{ПВВУ} = Q_{РАС}$, и, подставив в (6.31), получим:

$$\Delta Q_{ГВУ} = a\,Q_{ПВВУ}\,(1 - 1/К_{ПИ}) , \qquad (6.32)$$

отсюда видно, что чем больше потребное количество для ПВВУ или их производительность, тем значительнее сокращение производительности ГВУ. Или другими словами, чем большие расходы воздуха задействованы в частичном повторном использовании, тем меньше воздуха необходимо подавать с поверхности.

В результате нами выявлен второй вариант реализации новой технологии.

Первый состоит в том, что в рабочие зоны подается расчетное количество воздуха, определенное по факторам опасности, гигиены или минимальной скорости. Этот расход циркулирует по контурам и подсвежается, а часть воздуха отводится из контура.

Второй, заключается в подаче по циркуляционному контуру большего, чем расчетное количество воздуха, необходимого для проветривания всех рабочих зон. При этом, возможно снизить расход подсвежающей струи, так как в разбавлении вредностей участвуют значительно

большие объемы воздуха, проходящего по циркуляционному контуру.

Оба варианта равнозначны по результату – безопасное ведение горных работ, так как в обоих случаях решается проблема удаления вредностей из воздушной среды. Отличие возникает при анализе энергопотребления при каждом варианте.

Для первого варианта можно записать (6.29) в виде:

$$x_1 N_{ГВУ} + x_2 a_1 N_{ПВВУ} + x_3 в_1 N_{ППВУ} = x_0 N_{э.общ} , \qquad (6.33)$$

для второго

$$y_1 N_{ГВУ} + y_2 a_2 N_{ПВВУ} + y_3 в_2 N_{ППВУ} = y_0 N_{э.общ} , \qquad (6.34)$$

где x и y – коэффициенты, соответствующие затратам энергии при первом и втором вариантах, индексы для них $_{1, 2, 3}$ и $_0$ обозначают принадлежность затрат на ГВУ, ПВВУ, ППВУ и к общим для проветривания рудника. Индексы для а и в ($_1$ или $_2$) – обозначают необходимое количество вентиляторных установок для первого или второго вариантов.

Разность $x_0 N_{э.общ} - y_0 N_{э.общ} = (x_1 N_{ГВУ} - y_1 N_{ГВУ}) + (x_2 a_1 N_{ПВВУ} - y_2 a_2 N_{ПВВУ}) + (x_3 в_1 N_{ППВУ} - y_3 в_2 N_{ППВУ})$, при прочих равных условиях, будет выражаться через коэффициенты следующим образом:

$$x_0 - y_0 = x_1 - y_1 + a_1 x_2 - a_2 y_2 + в_1 x_3 - в_2 y_3 , \qquad (6.35)$$

Второй вариант выгоднее, при нем можно уменьшить количество ППВУ или совсем их не применять. Возможное перераспределение затрат на проветривание, за счет уменьшения их на поверхности (ГВУ) и увеличения в руднике (ПВВУ и ППВУ), приводит к общерудничному сокращению энергии на проветривание. Причем, происходит сокращение и внешних утечек, а это дополнительный эффект снижения затрат энергии. Второй вариант возможен лишь при отсутствии труднопроветриваемых зон.

В то же время оба варианта могут быть реализованы для проветривания калийных рудников, и их иерархические схемы принципов расстановки и использования вентиляторных установок представлены на рис. 6.5.

Несомненно, что первый вариант выглядит как переходное звено от существующей системы проветривания к наиболее эффективной, пред-

ставленной вторым вариантом. Однако, практика проветривания калийных рудников указывает на то, что избежать возникновения труднопроветриваемых зон не всегда удается. Требуется соблюдение баланса множества факторов, создающих предпосылки для их возникновения, что не всегда возможно. Например, в руднике, по объективным причинам, развитие горных работ привело к концентрации добычных работ у границ шахтного поля, а по пути следования воздушной струи находится множество отработанных панелей. Неизбежные утечки не позволяют добиться подачи потребного расхода воздуха. Поэтому применение первого варианта наиболее вероятно.

Иерархия расстановки ГВУ, ПВВУ и ППВУ такова, что транспортирование воздуха осуществляется по конвейерной схеме, где воздух передается от одной вентиляторной установки к следующей по вентиляционному пути.

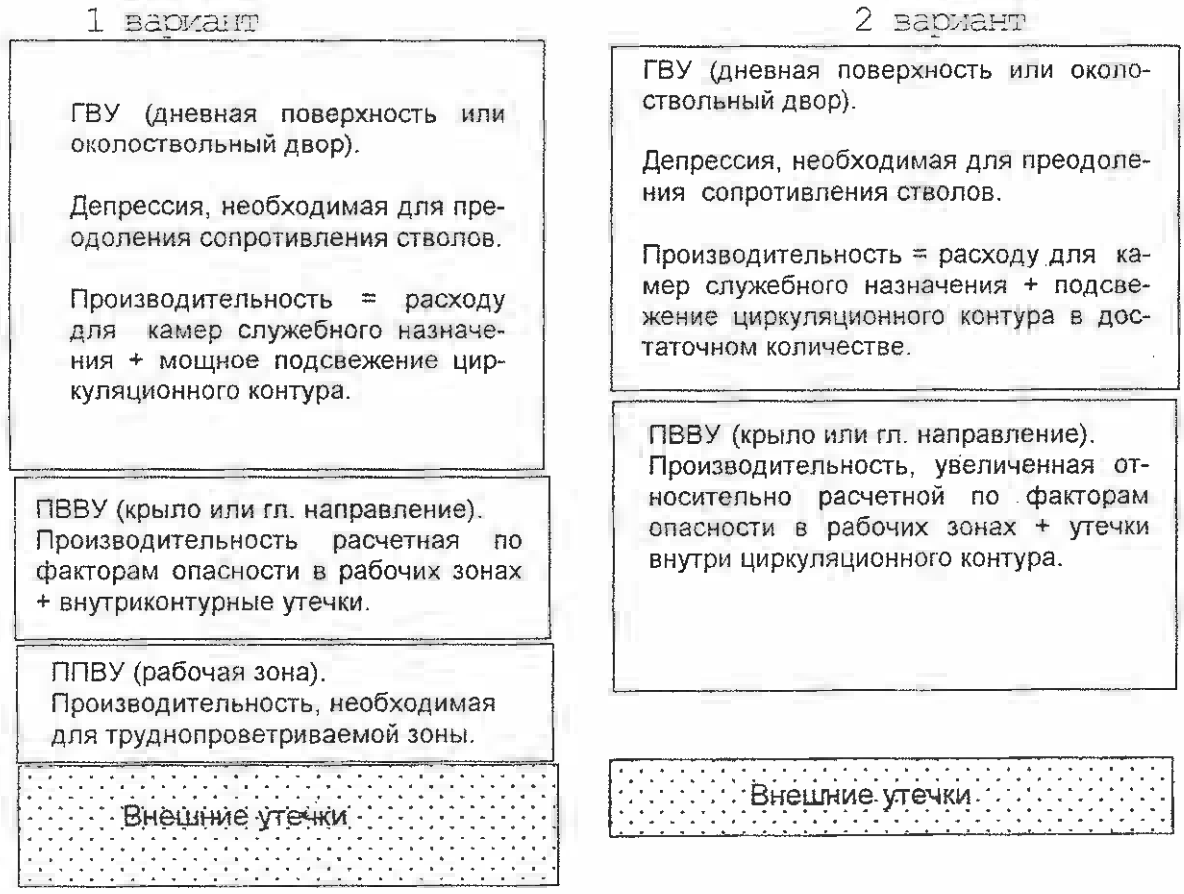


Рис 6.5. Структурные иерархические схемы расстановки и использования вентиляторных установок для частичного повторного использования воздуха. Размеры блоков показывают относительный уровень ожидаемых затрат энергии в каждом варианте (пояснения в тексте).

Таким образом, технология проветривания с применением частичного повторного использования воздуха имеет обоснованные структурные иерархические схемы расстановки вентиляторных установок. Наряду с разработанными ранее вентиляционными схемами, это укладывается в необходимую единую систему проветривания. Все элементы системы проветривания проанализированы и подобраны исходя из необходимости снижения энергопотребления при неснижающемся уровне безопасности ведения горных работ.

Основное требование, предъявляемое к вентиляторным установкам, вытекает из реализации каскадной схемы частичного повторного использования воздуха (рис 6.2), а именно, значительная по величине производительность при минимальном развиваемом давлении. Таким требованиям отвечают вентиляторные установки эжекторного типа или пропеллеры. Следовательно, во внутрирудничной сети управление потоками воздуха должно производиться эжекторами и пропеллерами.

Производительность вентиляторных установок, участвующих в частичном повторном использовании воздуха, находится как сумма расходов необходимого количества воздуха в каждой рабочей зоне, плюс утечки. Необходимое количество воздуха, подаваемое в систему горных выработок, определяется по газовым, аэрозольным, теплофизическим или аэродинамическим факторам. Для завершения цикла вычислений, нужно разработать методы определения расхода воздуха, посылаемого на повторное использование.

6.4. Методы расчета количества воздуха, участвующего в повторном использовании.

Расчетное количество воздуха, необходимого для проветривания рабочих зон, панелей, блоков, крыльев шахтного поля и рудника в целом, должно соответствовать величинам, определяемым по газовым, аэрозольным, теплофизическим или аэродинамическим факторам. При этом в расчетах учитывается наибольшая из найденных величин.

Для системы проветривания с частичным повторным использованием воздуха, выполненной по каскадной схеме с суперпозицией венти-

ляторных установок, изложенное требование, также обязательно. Однако часть воздуха с исходящей струи перепускается на входящую.

Обоснование предела допустимого (по степени газовой опасности на уровне существующих показателей) повторного использования воздуха, вытекает из решения уравнения по определению допустимого количества воздуха, необходимого для проветривания рудника. Оно должно быть не меньше, чем определенное по формуле, учитывающей максимальную газоностность горного массива:

$$Q'_{р} = \frac{1,4\ Рс}{с} + \frac{2,1\ Рк}{к}, \qquad (6.36)$$

где Рс - среднесуточная добыча руды из опасных по газу сильвинитовых пластов, Рк - среднесуточная добыча руды из карналлитовых пластов, с - удельный вес сильвинитовой руды, к - удельный вес карналлитовой руды.

Обоснование предела повторного использования воздуха вытекает из результатов газо-воздушных съемок. В целом газовый баланс рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений, по условному метану и по сероводороду, очень мал. Он состоит из разности фиксируемого в единицу времени количества газа, проходящего на входящей и исходящей струях рудника. По результатам исследований (в виде газовоздушных съемок, в период с 1982 по 1999 год), газовый баланс, практически, не мог быть определен, ввиду ничтожно малой величины, не фиксируемой существующими методами и приборами. При таком газовом балансе невозможно накопление газов в атмосфере рудника.

Относительная газообильность рабочих зон по горючим и ядовитым газам зафиксирована в ходе проведения газовоздушных съемок, пример приведен в табл. 6.2.

Результаты газо-воздушных съемок дают возможность утверждать, что при существующей добыче руды и средней газообильности:

а) по горючим газам:

- по пл. Кр-II, равной (0.02333 + 0.01919 + 0.00078 + 0.01999 + 0.01523 + 0.02655 + 0.02882 + 0.01396)/8 = 0.01848 $м^3/м^3$;

Таблица 6.2.

Относительная газообильность рабочих зон БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» 1997-1998 гг.

РАБОЧАЯ ЗОНА	Газообильность по условному метану	Газообильность по сероводороду
10 вост-ная пан. КР-II	0,02333	отсутствует
12 вост-ная пан. КР-II	0,01919	отсутствует
13 запад. пан. КР-II	0,01999	отсутствует
15 запад. пан. КР-II	0,01523	отсутствует
17 запад. пан. КР-II	0,02655	отсутствует
14 вост-ная пан. КР-II	0,02882	отсутствует
16 вост-ная пан. КР-II	0,01396	отсутствует
10 вост-ная пан. АБ.	0,04116	0,00011
12 вост-ная пан. АБ.	0,03233	0,00016
13 западная пан. АБ.	0,04838	0,00007
15 западная пан. АБ.	0,02222	0,00017
17 западная пан. АБ.	0,03115	0,00016
14 вост-ная пан. АБ.	0,02557	0,00009
16 вост-ная пан. АБ.	0,02129	0,00017

- по пл. АБ, равной (0.04116 + 0.03233 + 0.00777 + 0.04838 + 0.02222 + 0.03115 + 0.02557 + 0.02129)/8 = 0.02873 $м^3/м^3$,
- средней по пластам Кр-II и АБ, равной (0.01848 + 0.02873)/2 = 0.0236075 $м^3/м^3$,

б) по сероводороду:

- по пл. Кр-II, равной 0;
- по пл. АБ, равной (0.000111 + 0.000166 + 0.000125 + 0.000077 + 0.000169 + 0.000162 + 0.000095 + 0.000177)/8 = 0.000135 $м^3/м^3$;
- средней по пластам Кр-II и АБ, равной 0.000135 $м^3/м^3$,

в рудничную вентиляционную сеть БКПРУ-2 АОА «Уралкалий» в сутки в среднем поступает 0.0236 *14800 = 349.391 $м^3$ горючих газов и 0.000135*14800 = 2.0017 $м^3$ сероводорода из всех рабочих зон.

Для поддержания концентрации горючих газов в общей исходящей

струе менее ПДК - 0.5 об.%, суточный подсвежающий расход воздуха должен быть более чем 349.391*100/0.5 = 69878.2 $м^3$/сутки, или секундная подача $Q_р$ должна составлять более чем 69878.2/(24*3600) = 0.8 $м^3$/с. Для сравнения сейчас подается свыше 380 $м^3$/с, или в 400 раз больше.

Для поддержания концентрации сероводорода в общей исходящей струе менее ПДК - 0.00071 об.%, суточный подсвежающий расход воздуха должен быть более чем 2.0017*100/0.00071 = 281929.8 $м^3$/сутки, или секундная подача $Q_р$ должна составлять более, чем 281929.8/(24 * 3600) = 3.26 $м^3$/с.

Газоносность сильвинитовых пластов, в зависимости от физико-химических свойств, может изменяться, однако коэффициент неравномерности газоносности не превышает величины 1,9, а, следовательно, потребный расход воздуха не нужно увеличивать более чем в 2 раза чтобы избежать повышенного газовыделения повсеместно.

Например, определим допустимую массу руды, которая может быть разрушена в ходе внезапного выброса породы и газа, если известно, что средняя газообильность рудника по горючим газам составляет не более 0.0236 $м^3/м^3$, допустимая концентрация газов - 0.5 об.% при коэффициенте запаса не менее 10 раз.

Допустимая масса руды от внезапного выброса составит не более (0.5/0.0236)*1000*10 = 211864 тонны. Все зафиксированные в ходе эксплуатации Верхнекамского и Старобинского месторождений выбросы по массе не превосходили 2500 тонн, следовательно, допустимая масса превосходит реальную в 211864/2500 = 84 раз.

Подобный анализ ситуации для условий всех калийных рудников говорит о несущественном различии газовой обстановки в них, следовательно, для проветривания горных выработок рудника необходимо использовать подсвежение струи, поступающей на повторное использование, которое должно составлять не менее, чем:

$$Q_{под} = Q'_р C_{пдк} , \qquad (6.37)$$

где $Q'_р$ - величина, определяемая по уравнению (6.37), $C_{пдк}$ - предельно допустимая концентрация ядовитых или горючих газов. Опреде-

ляемый по (6.37) расход $Q_{под}$ - необходимый нам, нормируемый параметр. Он составляет следующую величину:

$$Q_{под} = (1,4P_c/c + 2,1P_к/к)C_{пдк}, \qquad (6.38)$$

если $c = 2,14$ кг/м^3, $к = 1,89$ кг/м^3, $C_{пдк} = 0,5$ об%, то (6.38) можно упростить, подставив значения и раскрыв скобки:

$$Q_{под} = (1,4P_c/2,14 + 2,1P_к/1,89)0,5 = 0,33P_c + 0,55P_к, \qquad (6.39$$

Формула (6.39) позволяет определить расход воздуха, который допустимо подавать в качестве подсвежения без малейшего снижения уровня безопасности. Таким образом, в рудник должно подаваться количество воздуха не менее чем найденное по формуле:

$$Q_р = Q_{под} + Q_{к.с.н.} = 0,33P_c + 0,55P_к + Q_{к.с.н.}, \qquad (6.40)$$

где $Q_{к.с.н.}$ - расход воздуха, потребный для камер служебного назначения.

Из анализа уравнения (6.40) ясно, что чем выше производительность рудника, тем больше требуется воздуха на подсвежение, и в то же время, на проветривание рабочих зон и камер служебного назначения требуется повышение расходов воздуха, то есть сохраняется физический смысл - при увеличении газовыделения расход воздуха прибавляется.

Нами определены основные формулы расчета количества воздуха участвующего в проветривании рудников при выполнении технологии с частичным повторным использованием воздуха. По формуле (6.36) определяется расход воздуха, необходимый для проветривания горных выработок, по формуле (6.39) - для подсвежения воздуха циркулирующего по контуру, по формуле (6.40) - для подачи в рудник с поверхности. В то же время в сравнении с результатами расчетов по предложенным формулам, на сегодняшний день для проветривания используется значительно (в десятки раз) большее количество воздуха. Поэтому предложенные формулы можно вполне обоснованно использовать, так как не снижается уровень безопасности горных работ.

Следующим этапом нужно рассмотреть технологические аспекты частичного повторного использования воздуха.

6.5. Технологические аспекты частичного повторного использования воздуха.

Результаты проведенных исследований позволили разработать методы определения параметров вентиляционных сетей для решения задач реконструкции систем проветривания рудников с использованием дополнительных источников тяги с целью создания универсальных систем с применением частичного повторного использования воздуха в современных рудниках.

Традиционные способы управления проветриванием, основанные на использовании расхода воздуха в качестве единственного критерия эффективности и регулирующие его распределение по элементам вентиляционной сети, уже исчерпали свои возможности. Технология с применением частичного повторного использования воздуха основана на больших вентиляционных резервах, имеющихся, но не используемых сейчас, и создаваемых с помощью внедрения самой технологии.

Резервы заключены в объемах незагазованного воздуха, находящихся в подконтрольных службам вентиляции выработках и в объемах воздуха, проходящих по неопасным по газу рабочим зонам. Использование этих резервов вне новой технологии практически не представляется возможным, так как, например, внутрирудничные утечки воздуха приобретают положительное значение в отношении дополнительного разбавления газов только при повторном использовании воздуха.

Аэрозольный режим дополняет существующие резервы. Технологическая цепочка строится на цикличности пылеобразования, во-первых, при отбойке руды на забойном оборудовании, во-вторых, при транспортировании руды, в-третьих, за счет сезонного конденсационного естественного пылеподавления летом, в-четвертых, из-за периодичности остановок горных работ в той или иной зоне. Причем осаждение пыли происходит как в результате снижения скорости воздушных потоков, так и благодаря протяженности вентиляционного пути. Не применив новую технологию многие, из этих резервов не могут быть использованы.

Термодинамика шахтного воздуха позволяет создать резервы ста-

билизационного характера (рис. 6.6 и 6.7), состоящие в уменьшении воздействия внешней атмосферы на внутрирудничный микроклимат. В результате использования резервов в летний период значительно снизится выпадение конденсационной влаги, а в зимний – уменьшится пылеобразование. Это доказано при опытно-промышленных испытаниях выполненных в 1999 г., при частичном повторном использовании воздуха в группе панелей (12-18 и 13-17 панели) рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» и горизонта 305 м. рудника СгКПРУ-1 ПО «Беларуськалий». Результаты испытаний приведены на графиках (рис. 6.6 и 6.7).

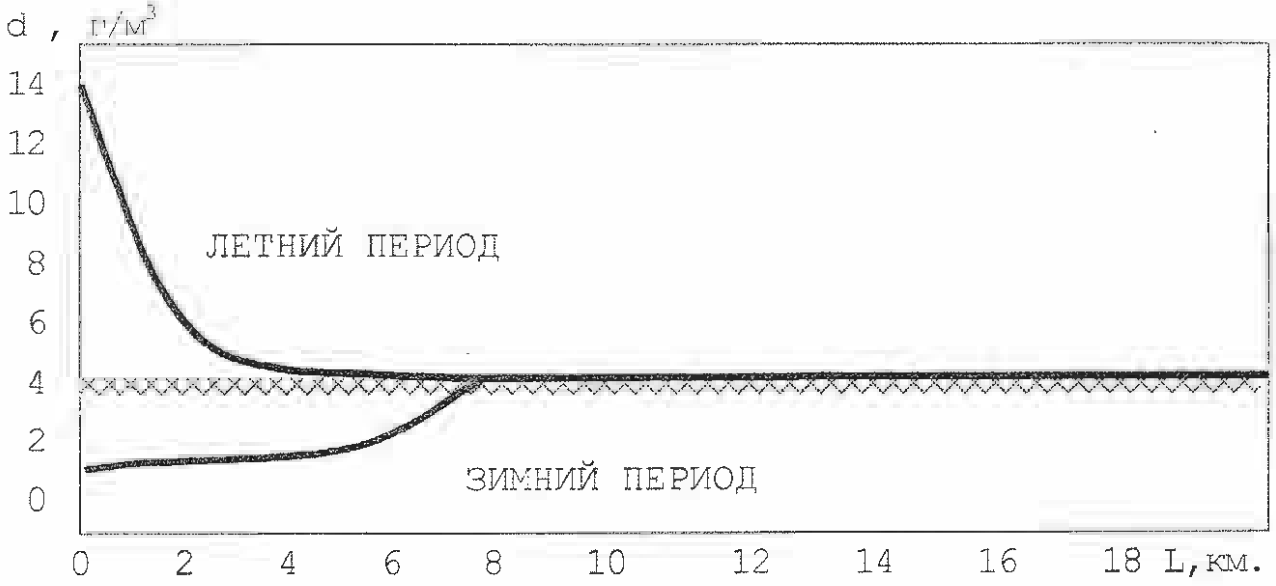


Рис. 6.6. Стабилизированные температурновлажностные показатели атмосферы в группе панелей рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий».

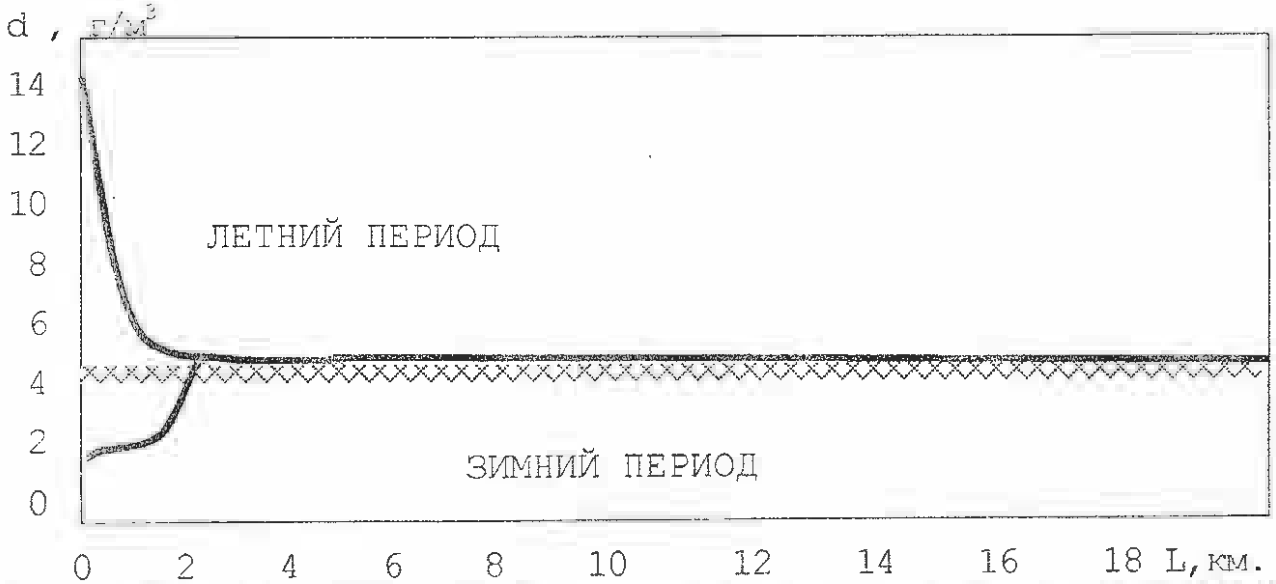


Рис. 6.7. Стабилизированные температурновлажностные показатели атмосферы в выработках 305 м. горизонта рудника СгКПРУ-1.

Наряду с использованием резервов, можно обоснованно снизить скорости прохождения потоков воздуха в главных выработках и, в то-же время увеличить их в рабочих зонах и в призабойных пространствах (рис. 6.8, 6.9 и 6.10). В сравнении с существующей технологией проветривания, предлагаемая не приводит к нарушению воздухообмена, это видно из сопоставления рис. 6.8 с рис. 1.16, рис. 6.9 с рис. 1.14 и рис. 6.10 с рис. 1.19. В выработках, где имеются проблемы возможного загазования, неблагоприятного аэрозольного или тепло-влажностного характера, не только сохраняется расход воздуха, но и увеличивается, там же, где не нужен глобальный воздухообмен, он резко, в 2-3 раза, снижается (рис 6.11 в сопоставлении с рис. 1.18).

Аэродинамические особенности создания систем проветривания рудника с частичным повторным использованием воздуха позволяют снизить депрессию как в вентиляционных, так и в воздухоподающих стволах, сосредоточить ее большую часть во внутрирудничных выработках (рис 6.10 в сопоставлении с рис. 1.19). При этом наибольшая депрессия приурочена к рабочим зонам или забоям тупиковых горных выработок, где действительно важно создание управляемых потоков воздуха.

Время воздухообмена при предложенной технологии во всех элементах вентиляционной сети колеблется от получаса до одного часа (рис 6.11), в отличие от воздухообмена в существующей технологии (рис. 1.18), когда в пределах рабочих зон воздухообмен происходит от 2 до 3 часов, а в целом по руднику - более 6 часов. Равномерность и малая продолжительность воздухообмена позволяет стабилизировать параметры проветривания. Ускорение воздухообмена в рабочих зонах позволяет обеспечить эффективный вынос газов и пыли.

В результате использования всех технологических факторов и вентиляционных резервов ожидается стабилизация аэрозольных параметров воздушной среды по длине вентиляционного пути (рис. 6.12). В большинстве подземных выработок пылевая обстановка не только стабилизируется, но и становиться приемлемой для работы горняков.

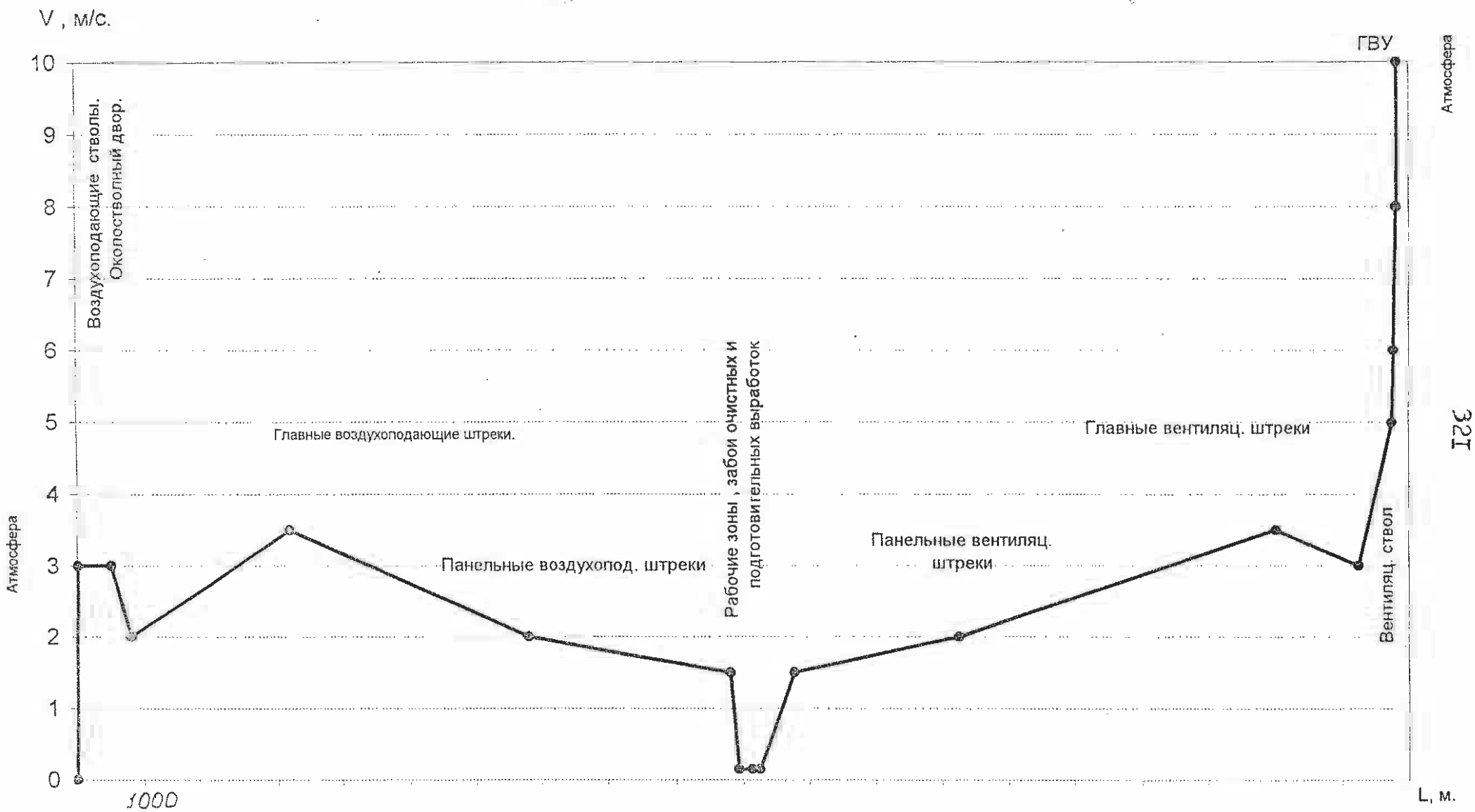


Рис. 6.8. Скорости воздушных потоков, проходящих в горных выработках по длине вентиляционного пути при технологии проветривания с частичным повторным использованием воздуха.

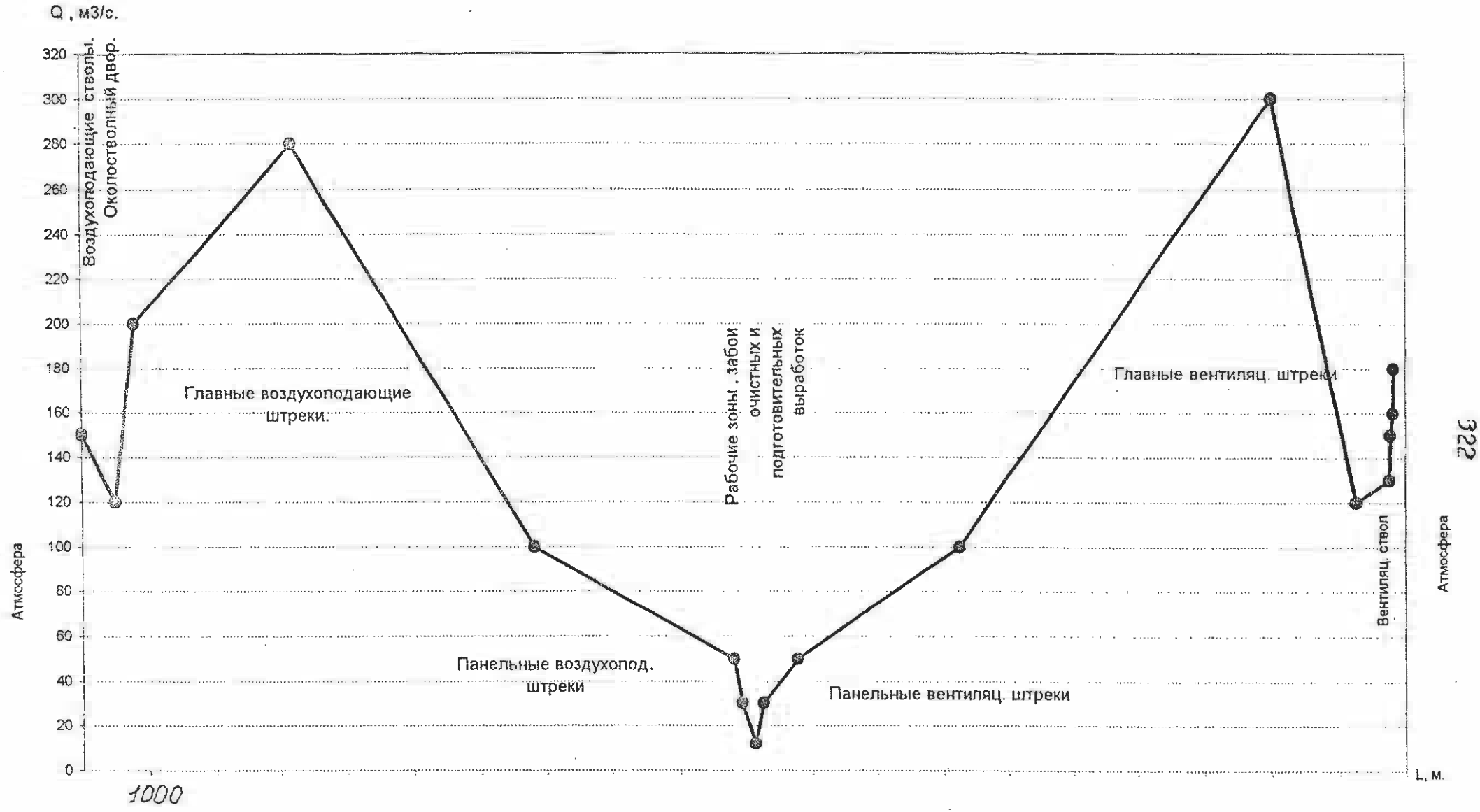
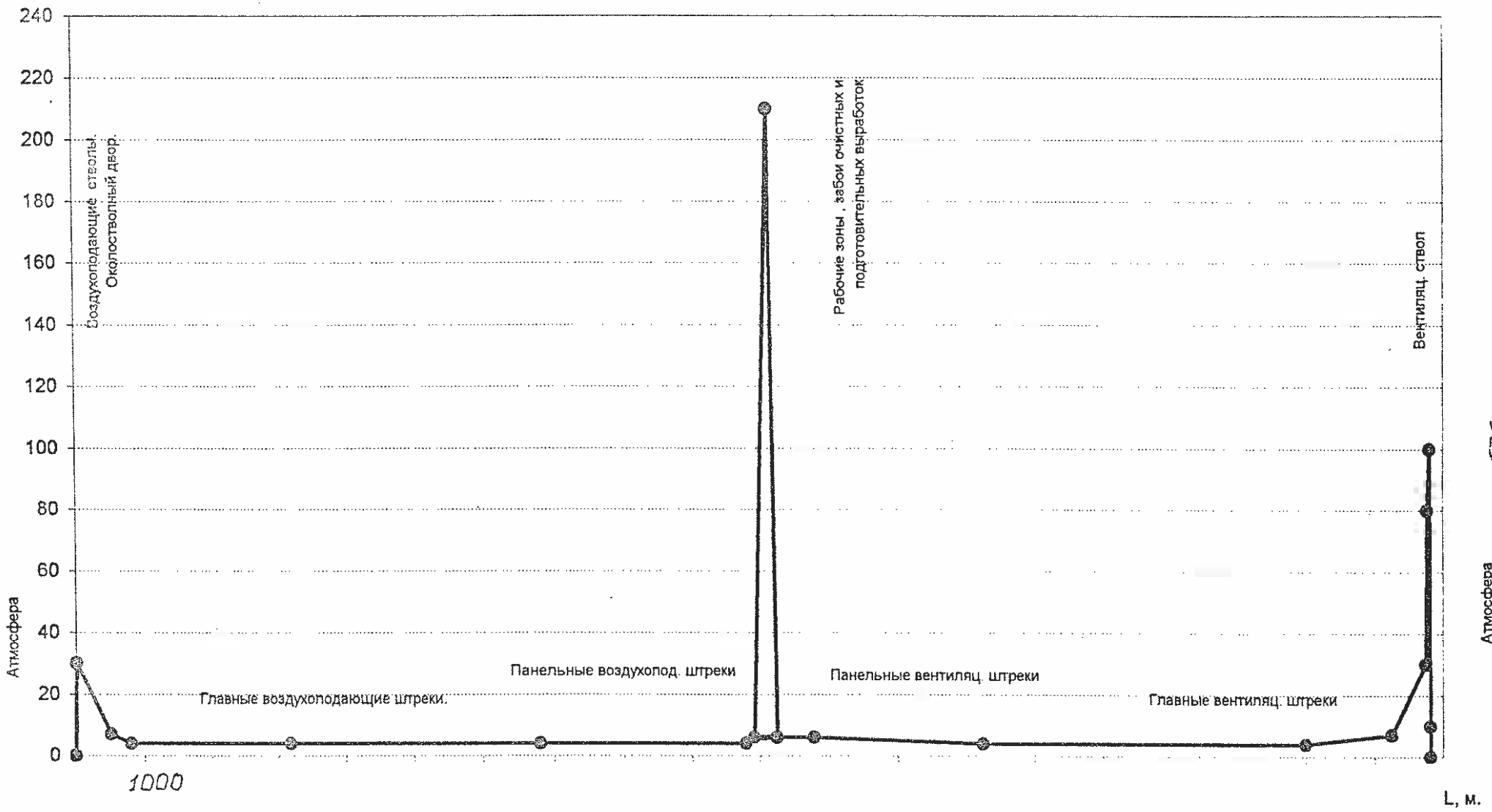


Рис. 6.9. Количество воздуха, проходящее по горным выработкам по длине вентиляционного пути при технологии проветривания с частичным повторным использованием воздуха.



323

Рис. 6.10. Депрессия горных выработок по длине вентиляционного пути при применении технологии с частичным повторным использованием воздуха.

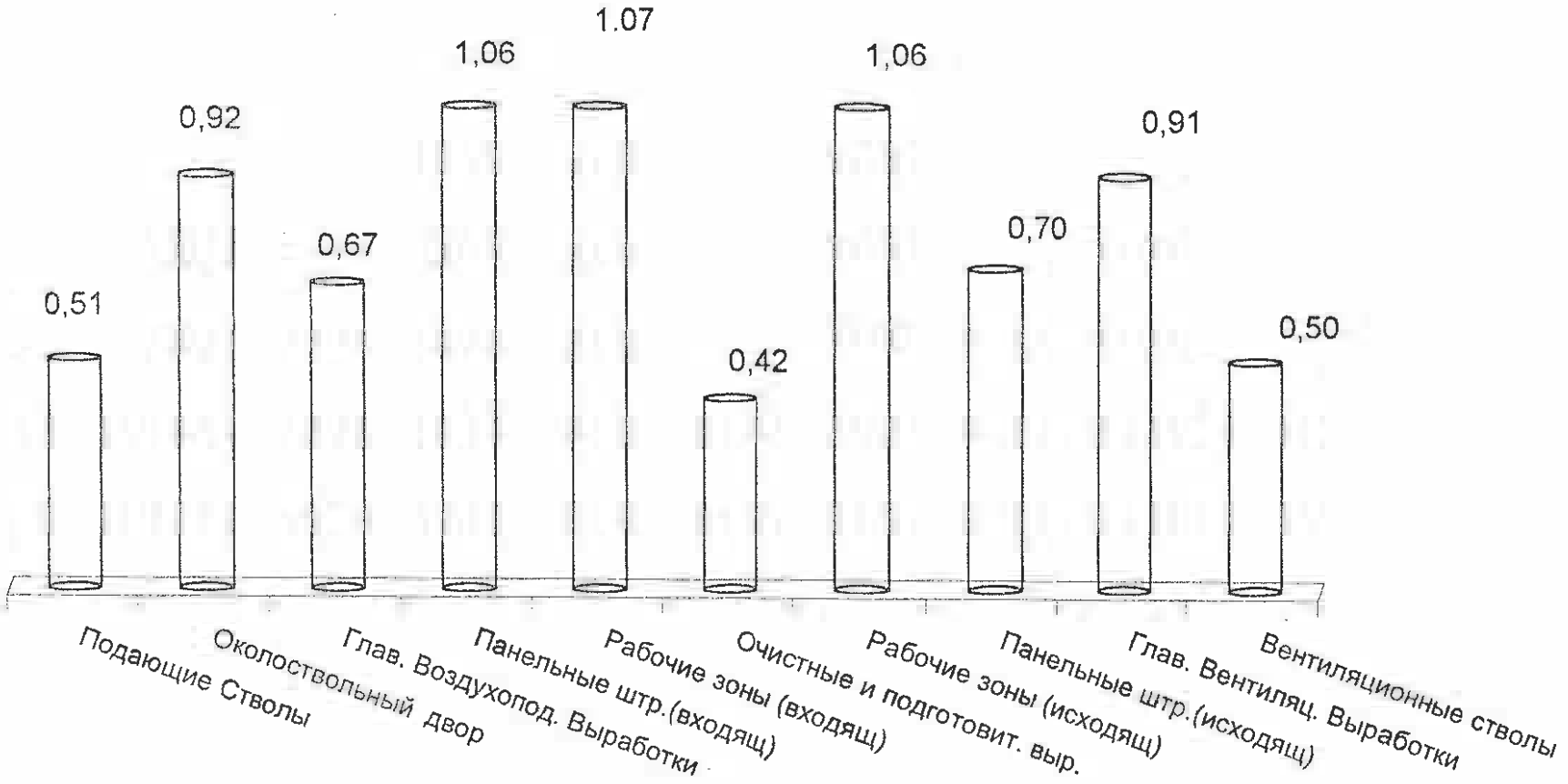


Рис. 6.11. Время воздухообмена в основных горных выработках калийных рудников (часов), при применении технологии с частичным повторным использованием воздуха.

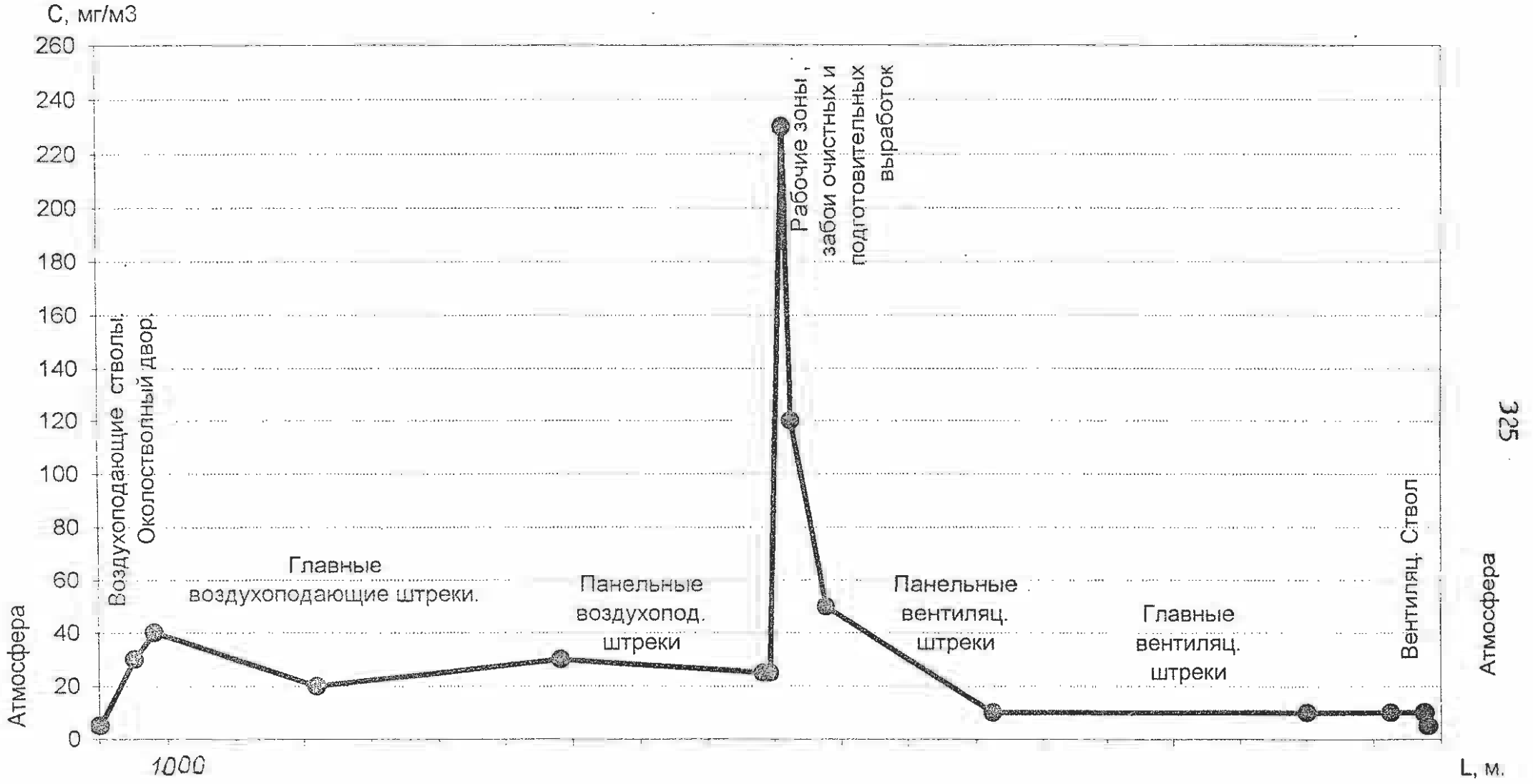


Рис. 6.12 . Ожидаемая концентрация аэрозолей в воздушной среде по длине вентиляционного пути в рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений при применении технологии с частичным повторным использованием воздуха.

Содержание пыли составляет величину, близкую к требуемым параметрам. Снижение запыленности в очистных выработках до низкого уровня, близкого к нормируемым показателям, одними средствами вентиляции практически невозможно, для этого требуется применение мер пылеподавления, основанных на физических процессах преобразования свойств пылевоздушной среды. Поэтому значительных улучшений в призабойных пространствах не ожидается.

При частичном повторном использовании воздуха режимы проветривания могут зависеть от внешних условий:

- метеорологических, привносящих колебания микроклиматических и аэрозольных параметров шахтного воздуха;
- производственных, выражающихся в снижении или увеличении добычи руды, переходе на добычу в опасных по газу рабочих зонах (например, карналлита).

Необходимо свести к минимуму последствия от внешних воздействий. Достигается подобный эффект при увеличении объемов воздуха, участвующих в повторном использовании. Таким же методом снижается вероятность накопления газов в рудничном воздухе. Следовательно, при внедрении частичного повторного использования воздуха должно превалировать стремление к стабилизации процессов, происходящих в рудничной атмосфере, в первую очередь за счет средств проветривания, причем с использованием как можно больших объемов воздуха.

Стабилизация аэрогазодинамических, тепловлажностных и пылеосадительных процессов в воздушной среде, и стабилизация параметров проветривания способствует повышению безопасности ведения горных работ. Наглядность стабилизационных процессов наблюдалась нами при выполнении натурных исследований в рудниках. Так, например, при производстве опытно-промышленных испытаний на уклоне между 147 и 305 горизонтами рудника СгКПРУ-1 ПО «Беларуськалий», в летние периоды 1998-99 г. прекратилось полностью выпадение влаги, и дорожное покрытие уклона приобрело сухое состояние. До этого в летние периоды движение транспорта по уклону было весьма проблематично. На нем, из-за невозможности выполнить достаточно эффективное тор-

можение, случилось несколько аварий, а в 1997 г. одна из аварий привела к гибели человека. Мокрое дорожное покрытие, особенно на уклонах в соляных рудниках, как зафиксировано при расследовании причин аварий, увеличивает тормозной путь в 2-3 раза.

В пиковые периоды выпадения конденсационной влаги (конец лета - начало осени) автотракторная техника не всегда может преодолеть уклоны, а иногда и просто двигаться по подтопленным штрекам.

Опытно-промышленные испытания заключались в создании частичного повторного использования воздуха, прошедшего по выработкам 305 горизонта. На повторное использование воздух посылался через сбойку в самом начале уклона. Для перепускания воздуха с вентиляционного штрека в уклон, в перемычке, в сбойке, устанавливался вентилятор. Производительность вентилятора не превышала 33 % от расхода воздуха, проходящего по уклону. Но этого оказалось достаточно для стабилизации параметров атмосферы за достаточно быстрый срок. Через 2,5 - 3,2 часа покрытие уклона визуально стало сухим, а опробование образцов покрытия в лаборатории показало, что за это время влажность снизилась с 3,4 г/м^3 до 2,3 г/м^3. В сухой период года влажность образцов иногда составляет более 2,5 г/м^3. То есть за короткий промежуток времени транспортные пути пришли в удовлетворительное состояние.

В 1999 - 2000 гг. были расширены опытно-промышленные испытания на СгКПРУ-2 ПО «Беларуськалий» сразу в двух местах - на Втором и Третьем горизонтах рудника. Результаты стабилизации параметров проветривания и физического состояния воздушных потоков и дорожного покрытия оказались не хуже, чем в предыдущих испытаниях. Подобных результатов, при существующей технологии проветривания добиться не представляется возможным, так как поступающий с поверхности воздух полностью зависит от погодных условий региона, где расположен рудник. Организация стабилизационных процессов, способных существенно изменить влажностные свойства больших объемов атмосферного воздуха, как показывает практика, требует значительных энергозатрат.

Сравнительные показатели двух технологий проветривания, относительно создания стабилизационных процессов в потоках воздуха, представлены в табл. 6.3.

Таблица 6.3.

Сравнительные показатели стабилизационных процессов, создаваемых в потоках воздуха при существующей и предложенной технологиях проветривания по технологической цепочке.

Существующая технология.

АЭРО-ДИНА-МИКА	Подача	Распределение	Использование	Удаление	Сбор	Выброс
ТЕПЛО-ПЕРЕНОС	Нагрев	Охлаждение или нагрев	CONST	CONST	CONST	Охлаждение
ВЛАГО-ОБМЕН	Осушение	Конденсация или осушения	Перенос	Перенос	Перенос	Конденсация
ПЫЛЕ-ДИНА-МИКА	Перенос	Образование	Образование	Осаждение, перенос, разбавление	Разбавление	Перенос
ГАЗО-ДИНА-МИКА	CONST Чистый	CONST Чистый	Выделение	Разбавление	Разбавление	Перенос

Технология проветривания с частичным повторным использованием воздуха

АЭРО-ДИНА-МИКА	Подача + возврат	Распределен. + возврат	Использование + возврат	Удаление + возврат	Сбор + возврат	Возврат	Выброс - возврат
ТЕПЛО-ПЕРЕНОС	нагрев	CONST	CONST	CONST	CONST	CONST	CONST-X %
ВЛАГООБМЕН	Осушение	CONST	CONST	CONST	CONST	CONST	Конденсация
ПЫЛЕ-ДИНА-МИКА	Перенос	Образование	Образование	Осаждение, перенос, разбавление	разбавление	CONST	перенос
ГАЗО-ДИНА-МИКА	CONST Чистый	Свежий + разбавление	Выделение + разбавл.	Разбавление	разбавление	CONST	Перенос

Как видно из табл. 6.3, значительно в больших ячейках встречается

показатель процесса - «CONST», говорящий о стабильности параметров на всем протяжении технологической цепочки. Если в существующей технологии таких цепочек пять, то в технологии с частичным повторным использованием воздуха уже тринадцать. Причем, тепловлажностные процессы практически полностью стабилизируются.

Система проветривания в предложенной технологии состоит из вентиляционной схемы (трансформирующейся в три разных варианта), набора средств регулирования (вентиляторные установки и воздухорегулирующие устройства) и контроля (расходомеры, депрессиометры, термодатчики, газоанализаторы и прочее), связанных в единую технологическую цепочку. Завершением этой цепочки и, в то же время, связующим звеном с макротехнологией очистных и подготовительных работ, является система безопасного ведения горных работ, включающая в себя требования к обязанностям персонала горных предприятий. Эти требования выражаются в виде правил безопасности или инструкций, в том числе и специальных мероприятий.

Целевой функцией совершенствования технологии устанавливается в направлении снижения затрат энергии, а присутствие системы безопасного ведения горных работ не позволяет при этом ухудшить условия труда. Управляющие воздействия могут быть приложены как со стороны средств управления воздушными потоками, так и за счет изменения схем вентиляции рудников. Последнее оказывается более эффективным, что подтверждают исследования, выполненные в предыдущих главах, и подтверждаемые натурными экспериментами, проведенными в условиях рудников.

6.6. Выводы.

1. Традиционные способы управления проветриванием, основанные на использовании расхода воздуха в качестве единственного критерия эффективности и регулирующие его распределение по элементам вентиляционной сети, уже исчерпали свои возможности и во многих случаях ведут к нерациональному использованию все возрастающих расходов энергии на проветривание.

2. Заложенные в технологию проветривания с частичным повторным использованием воздуха возможности реального применения как известных, так и новых вентиляционных резервов позволяют поддерживать содержание вредных примесей (газов и аэрозолей) в потоке воздуха, поступающем и исходящем из рабочих зон, на уровне значительно ниже допустимых норм. Это требование выполняется с большей эффективностью, чем при существующих технологиях проветривания.

3. Термодинамические параметры, при существующих технологиях проветривания, ухудшают микроклимат на поступающих струях и, отчасти, в рабочих зонах. Этого совершенно не наблюдается при новой технологии проветривания рудников.

4. Масштабы наиболее эффективного и безопасного применения частичного повторного использования воздуха лежат в границах вентиляционных сетей главных направлений или крыльев шахтного поля рудника. В этом случае максимально используются вентиляционные резервы, а затраты энергии на проветривание могут быть снижены более, чем в три раза.

5. Нормируемые расходы воздуха, участвующие в проветривании рабочих зон, не снижаются при применении новой технологии, они находятся по условию нормализации атмосферных параметров, при этом состоят из части воздуха (не более 40 %), поступающего с поверхности, и вентиляционных резервов, направленных на повторное использование.

6. В случае аварийных ситуаций управление потоками воздуха, особенно в реверсивном режиме проветривания возможно и необходимо за счет быстрого возврата схемы проветривания рудника к существовавшей для традиционной технологии. Таким образом, мероприятия по ликвидации аварии сохраняются в прежнем объеме. Это позволит создать преемственность и более плавный переход от одной технологии к другой с использованием разработанных средств и методов быстрого изменения вентиляционной сети.

7. Разработаны методы оптимизации параметров вентиляционных сетей для решения задач реконструкции систем вентиляции с использованием дополнительных подземных источников тяги с целью создания универсальных технологий проветривания с частичным повторным использованием воздуха в современных рудниках большой мощности.

8. Доказано - частичное повторное использование воздуха по всем показателям - допустимый и необходимый процесс энергосберегающей технологии проветривания рудников большой мощности.

7. ОБЩАЯ МЕТОДИКА [illegible] ПРИ [illegible] РУДНИКОВ

7.1. Обобщение методов [illegible] затрат энергии на проветривание.

Затраты энергии на проветривание рудников происходят в вентиляторных и калориферных установках. Возникают они по причинам, связанным с необходимостью поддержания безопасных и комфортных условий труда в подземных пространствах.

Эти условия могут стать неприемлемыми из-за изменения газового состава воздуха, появления аэрозолей, повышения или снижения температуры и влажности, то есть из-за ухудшения свойств рудничной атмосферы.

В существующих технологиях проветривания свойства воздушной среды, в приемлемых рамках (ограниченных нормируемыми показателями), поддерживаются за счет интенсификации воздухообмена, за счет удаления или разбавление вредных примесей воздухом, подаваемым с поверхности. Воздухообмен происходит во время движения струй и потоков по системе горных выработок рудника. При этом, аэродинамические качества выработок оказывают существенное влияние на затраты энергии. Регулируются дебиты воздушных потоков вентиляционными сооружениями, качества сооружений также могут способствовать как увеличению, так и сокращению затрат энергии.

Изучение степени изменчивости свойств воздушной среды под действием газовыделений, образования аэрозолей, нагрева или охлаждения, влагообмена и т.п. позволяет оценить соответствие энергетических затрат получаемой результативности – повышению комфортности и безопасности ведения горных работ.

На основании проведенных исследований по каждому из перечисленных факторов, влияющих на величину затрат энергии, выполненных с точки зрения снижения последних, но без ухудшения условий комфортности и безопасности работ (2-6 глава), выявлено:

- традиционный газовый режим не соответствует условиям газовыделений в калийных рудниках, а его обоснованное изменение (представленное во второй главе) становится не только базисом системы безопасного ведения горных работ, но и основой энергосберегающей тех-

нологии проветривания. Обоснованное изменение газового режима позволило выявить ряд новых вентиляционных резервов, которые могут быть использованы наряду с общеизвестными;

- пылевыделение и распространение соляного аэрозоля в калийный рудниках также имеют ряд специфических особенностей (исследованных и сформулированных в третьей главе), использование которых дополняет, или, во всяком случае, не препятствует энергосберегающей технологии проветривания;

- в рудниках Верхнекамского и Старабинского месторождений, в летний период года, появляется конденсационная влага со всеми вытекающими негативными последствиями, а зимой - увеличивается запыленность свежей струи. Колебания микроклиматических параметров и свойств воздушной среды (представленные в четвертой главе) могут быть существенно стабилизированы за счет воздухообмена. Регулировка воздухообмена строится с учетом необходимости снижения затрат энергии;

- аэродинамические качества вентиляционных сетей и применяемых регулирующих устройств, в сложных топологиях горных выработок калийных рудников существенно, влияют на распределение депрессии (исследованные в пятой главе). Большая часть депрессии приурочена к элементам сети в которых возникают непроизводительные затраты, в то же время в рабочих зонах ощутим недостаток депрессии для эффективного управления потоками воздуха. Появляются труднопроветриваемые зоны, для ликвидации которых потребовалось создать семейство вентиляторных установок.

Выполненные исследования позволяют изменить методологию подходов к проветриванию рудников таким образом, чтобы:

Во-первых, приблизить к опасным зонам ведения горных работ источники движения воздуха, то есть установить адресность затрат энергии. С этой целью созданы забойные вентиляторные установки (ЗУАП), подземные передвижные вентиляторные установки (ППВУ) малой мощности и подземные вспомогательные вентиляторные установки (ПВВУ). Все они используют эффекты эжекции, так как удельные энер-

гозатраты при небольших депрессиях сетей в таких установках меньше, чем в других типах вентиляторных установок.

Адресность затрат энергии, особенно для призабойных пространств (здесь только возможно опасное выделение или скопление газов), позволяет не только эффективно использовать энергию, снизить ее общее количество, но и приурочить вентиляторные установки к объектам наибольшей опасности.

Во-вторых, сконцентрировать особое внимание на рабочих зонах, опасных по газовыделениям, обеспечить подачу воздуха в них в количестве, достаточном для выноса ожидаемых вредных примесей, а для зон менее опасных установить соответствующий режим проветривания с, естественно, меньшими дебитами. Перераспределение воздуха внутри рудника сопровождается общим снижением затрат энергии, так как воздухораспределение становится близким к истинному уровню опасности, который на самом деле значительно ниже устанавливаемого существующими нормами для всех рудников.

В-третьих, вовлечь максимальное количество вентиляционных резервов для нормализации проветривания. Эффективно сократить внешние утечки с помощью противодействующих эжекторных установок главного проветривания. Сократить внутрирудничные утечки применением систем подземных вентиляторных установок (ППВУ и ПВВУ), которые подают воздух от предыдущей к последующей без потерь его по пути. Вовлечь в систему вентиляции дополнительные объемы воздуха, заключенного во всех подконтрольных службам вентиляции рудников горных выработках.

Разработанная методология в рамках существующих традиционных технологий проветривания способствует сокращению затрат энергии не более чем на 30 %. Это не мало, если учесть, что сегодня более трети электроэнергии, потребляемой рудниками, приходится на вентиляцию, однако недостаточно, если сравнивать, например, удельные затраты энергии на отбойку руды (1-1,9 кВт/тонну) и на проветривание (до 4,2-4,5 кВт/тонну).

Существенное снижение затрат, в 2,5 - 3,[illegible] раза, возможно только

при применении новой технологии с частичным повторным использованием воздуха. В этой технологии вентиляционные резервы полностью включаются в процессы нормализации проветривания, источники тяги переводятся на экономичные режимы работы, а условия безопасного ведения работ не ухудшаются.

Для рудников большой мощности, обладающих низкой и весьма неравномерной газообильностью массива, разработанная технология является главным энергосберегающим элементом отработки месторождения. Она способна поднять рентабельность продукции за счет сокращения затрат.

Итак, последовательность внедрения энергосбережения независимо от того последует ли рудник на переход к новой технологии проветривания, или ограничится существующей, представлена в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Последовательность действий, обеспечивающих энергосбережение при проветривании рудника.

	Наименование действия	Ожидаемый результат
1	Совершенствование газового режима рудника.	Возможность использования вентиляционных резервов в ограниченном количестве. Экономия 10-15% затрат энергии.
2	Совершенствование способов проветривания очистных и подготовительных выработок.	Снижение общего уровня опасности ведения горных работ. Повышение комфортности с сохранением затрат энергии.
3	Применение подземных вентиляторных установок.	Активное управление воздухораспределением. Уменьшение затрат энергии на ГВУ до 10-15 %.
4	Применение частичного повторного использования воздуха.	Вовлечение всех вентиляционных резервов. Нормализация микроклиматических параметров, снижение запыленности. Возможность сокращения затрат до 3 раза.

На настоящем этапе рудники Верхнекамского и Старобинского месторождений близки к завершению второго этапа, частично вошли в третий, а некоторые достигли стадии испытаний по четвертому этапу.

7.2. Натурные испытания энергосберегающей технологии.

С 1993 года на рудниках, в рамках совершенствования газового режима, произведена дифференциация подземных пространств. Выделены рабочие зоны и установлены их границы. Произведено ранжирование рабочих зон по степени опасности. С этого момента наступил первый этап реализации энергосберегающей технологии проветривания (табл. 7.1). Главным достижением этого этапа можно считать кардинальное снижение вспышек и взрывов газа. В полной мере этап еще не завершен. Испытания, проводимые на этом этапе, представляют собой многочисленные газо-воздушные съемки, выполняемые с целью определения потенциальной газовой опасности для мест ведения горных работ.

С 1994-1995 гг. начались опытно-промышленные испытания усовершенствованных и новых способов проветривания забоев тупиковых горных выработок (второй этап табл. 7.1). Главным результатом явилось создание безтрубопроводного проветривания тупиковых горных выработок и разработка ЗУАП. Практически на всех рудниках эти испытания выполнены в том или ином объеме. На сегодняшний день эксплуатируется более 50 комбайновых комплексов с новой системой проветривания. Особое значение имеет тот факт, что в результате применения ЗУАП в призабойных пространствах не обнаруживается даже присутствие газов. Тогда как ранее, на этих же комплексах, периодически (2-5 раз в месяц) фиксировался газ, а иногда и в концентрациях выше ПДК.

На рудниках Верхнекамского месторождения в 1996-99 гг. наблюдается активный переход от 2 к 3 этапу действий (табл. 7.1) по энергосбережению. Особенно это коснулось БКПРУ-1, БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» и СКПРУ-1 ОАО «Сильвинит». Другие рудники также применяют подземные вентиляторные установки, но именно здесь они внедрены весьма широко и используются эффективно.

Применение 9 шт. ППВУ в условиях рудника БКПРУ-1 ОАО "Уралкалий" позволило сократить внутрирудничные утечки воздуха с 65-67 % до 15-16 %, то есть более чем в четыре раза.

Только за счет использования 5 шт. ППВУ на руднике СКПРУ-1

ОАО «Сильвинит» поддерживаются нормальные условия проветривания краевых частей шахтного поля. В северо-восточном и юго-западном направлениях, где ведутся горные работы, и которые находятся за отработанным пространством, суммарная мощность всех 5 ППВУ не превышает 110 кВт, а для решения подобной задачи традиционным способом (с помощью ГВУ), по расчетам, необходимо удвоение мощности вентиляторов, то есть дополнительно требуется от 2100 до 2300 кВт *час.

Но наиболее интересны результаты предварительных испытаний частичного повторного использования воздуха, которое было организовано в руднике БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий». Это главный и завершающий этап энергосберегающей технологии проветривания (табл. 7.1) на том уровне знаний, которыми мы сейчас обладаем.

Испытания носили ограниченный характер, так как опробовались новые принципы проветривания (в совокупности продолжительность составила до одного месяца, по 5-6 дней в разные периоды года). Выполнены они были в полном соответствии с технологическими решениями, разработанными и изложенными во 2-6 главах. Выполнялись широкомасштабные воздушно-депрессионные и газо-воздушные съемки. Полученные результаты позволяют:

во-первых, утверждать, что частичное повторное использование воздуха достаточно безопасно в условиях калийного рудника. Все параметры атмосферы рудника не только не ухудшаются, а наоборот приобретают стабильные показатели в пределах нормируемых значений;

во-вторых, утверждать, что результаты натурных испытаний не существенно отличаются от параметров, предварительно полученных аналитическими расчетами и моделированием;

в-третьих, получить значительный эффект от внедрения, частичного повторного использования воздуха. Оценивался эффект по технологическим возможностям применения этой технологии проветривания. Внедрение технологии произведено в условиях рудника БКПРУ-2 ОАО "Уралкалий" в соответствии с «Исходными данными..», прошедшими согласование в органах Госгортехнадзора России.

Создание технологии проветривания калийного рудника с частичным повторным использованием воздуха является логическим завершением выполняемой на сегодняшний день реконструкции вентиляционной сети рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий».

Она имеет:

1. Схему проветривания:

- с подачей воздуха в рудник по имеющимся воздухоподающим стволам;

- с выдачей воздуха с помощью ГВУ по имеющемуся вентиляционному стволу;

- с организацией воздухораспределения:

а. В выработках северного крыла - депрессией, создаваемой ПВВУ по мощности соизмеримой с ГВУ;

б. В выработках южного крыла - депрессией, создаваемой ПВВУ эжекторного типа малой мощности;

в. В выработках руддвора с одновременной подачей свежего воздуха на северное и южное крылья шахтного поля (подсвежение)- депрессией, создаваемой всеми тремя вентиляторными установками;

- с более чем двумястами перемычками и регулирующими окнами.

2. Систему горных выработок для термодинамической обработки воздуха, поступающего на повторное проветривание рудника.

3. Систему контроля и оперативного управления основными параметрами проветривания калийного рудника, включающую контроль:

- подачи воздуха;

- воздухораспределения;

- состояния газовой обстановки (содержание горючих и ядовитых газов) в выработках, по которым проходит воздух из вентиляционных штреков главного направления для повторного использования (перед слиянием с подсвежающей струей).

Технология способна выполнять следующие функции:

1. Обеспечивать подачу необходимого количества воздуха для проветривания рабочих зон, выработок служебного назначения и трасс движения руды и самоходной техники.

2. Обеспечивать реверсирование воздушной струи в соответствии с требованиями ЕПБ.

3. Обеспечивать газо- и термодинамическую обработку воздуха, поступающего на повторное использование, а именно:

- разжижать и нейтрализовать свободные газы, выделяемые в процессе ведения горных работ;

- предотвращать выпадение конденсационной влаги в руднике, тем самым предотвращать выделение микровключенных газов в рудничную вентиляционную сеть (выделение микровключенных газов происходит вследствие растворения соли), а также обеспечивать нормальные микроклиматические условия для работы конвейерного и автомобильного транспорта, энергетического оборудования и средств связи и автоматизации;

- осаждать мелкодисперсную соляную пыль.

4. Обеспечивать постоянный контроль поступающего для проветривания рудника воздуха по газовому фактору и воздухораспределению.

5. Обеспечивать снижение энергетических затрат на обогрев поступающего в рудник воздуха в зимнее время.

6. Обеспечивать снижение энергозатрат на внешние утечки воздуха, путем применения эжектора ГВУ.

7. Обеспечивать снижение энергозатрат на преодоление естественной тяги, действующей постоянно против нормальной работы ГВУ (ввиду прогрева околоствольного целика стволов 1 и 2).

8. Обеспечивать снижение энергозатрат на проветривание рудника, ввиду перевода вентиляторов ГВУ в асинхронный режим работы (с двигателей мощностью 1600 кВт на 500 кВт).

9. Способствует устойчивости пород кровли и целиков при постоянных термовлажностных показателях шахтного воздуха, снижению количества газодинамических явлений (ГДЯ).

Эффективность работы внедрения технологии определяется:

1. Улучшением санитарно-гигиенической обстановки в выработках рудника ввиду термодинамической подготовки входящей струи.

2. Снижением газовой опасности на входящих струях в рабочие зоны

(ввиду предотвращения растворения соли и выделения микровключенных газов).

3. Снижением аварийности конвейерного и автотранспорта.

4. Снижением затрат на поддержание запасных выходов от подтопления.

5. Устойчивостью пород кровли и целиков. Снижением количества ГДЯ.

6. Эффективностью работы вентиляторов ГВУ и ПВВУ.

7. Эффективностью работы калориферных установок стволов.

Первые пять пунктов трудно поддаются экономической оценке, они являются показателями повышения безопасности ведения горных работ. Сокращение энергетических затрат возможно подсчитать по 6 и 7 пунктам.

Мощность электродвигателей вентиляторов:

- при существующем проветривании рудника - ГВУ = 1600 кВт; $ПВВУ_{сев}$ = 1250 кВт; $ПВВУ_{жин}$ = 100 кВт. Итого: 2950 кВт,

- при режиме с частичным повторным использованием воздуха - ГВУ = 500 кВт; $ПВВУ_{сев}$ = 1250 кВт; $ПВВУ_{жин}$ = 100 кВт. Итого: 1850 кВт.

Коэффициент загрузки мощности электродвигателей вентиляторов в среднем равен 0,6, время работы равно календарному году, т.е. 365 сут.*24 часа = 8760 часов, тогда вычислим разность затрат электроэнергии на проветривание: 1100 кВт * 0,6* 8760 час. = 5781600 кВт.час.

Потери электроэнергии на внешние утечки воздуха, в виде дополнительного расхода энергии электродвигателей вентиляторов ГВУ, можно определить через величину утечек, выраженную в процентах к производительности ГВУ. А именно, внешние утечки воздуха при существующем режиме проветривания составляют до 31 %. В месяц двигатели ГВУ потребляют 1252120 кВт.час (данные энергетических служб рудника).

Потери электроэнергии на утечки в течение года составят:

1252120 кВт. час * 12 мес./100 * 0,31 = 4657886,4 кВт. час.

Технические решения, связанные с работой вентиляторов главного

проветривания и внешним утечкам воздуха, позволят полностью сократить потери воздуха. Это связано с применением эжектора ГВУ. Следовательно, данный вид потерь энергии можно исключить.

Отопительный период в воздухоподающих стволах составляет 7,5 месяцев (с середины сентября по май). По проекту реконструкции калориферных установок (1995 г.), проектная потребность тепла на одну установку составляет 2218320 кКал. в час. Всего эксплуатируется 12 установок, итого за год: 2218320*24*(365/12*7,5)*12 = 116594899200 кКал./год, или 116594,8992 ГКал./год.

При снижении расхода воздуха (с 18000 до 10010 $м^3$/мин), проходящего по калориферным получаем экономию 40 % тепла.

Эффект, несомненно, имеет место при сравнении реальных сроков службы автотранспорта и сроков амортизации последнего (повышение сроков службы транспорта произойдет после установления в руднике стабильных тепературно-влажностных параметров воздуха, прекращения конденсации влаги). Однако, подсчитать его можно только условно.

Общая совокупность эффектов ставит вне сомнения необходимость применения технологии проветривания калийного рудника БКПРУ-2 ОАО "Уралкалий" с частичным повторным использованием воздуха.

Натурные испытания как в пределах начальных этапов сокращения затрат (табл. 7.1), так и на уровне внедрения новой технологии проветривания, позволяют говорить о практически полном подтверждении результатов проведенных аналитических исследований.

Расширение применения технологических решений как в калийных рудниках, так и в рудниках и шахтах схожих с ними по основным параметрам, позволит качественно изменить структуру затрат на добычу полезного ископаемого. Экономическая оценка может быть лишь приблизительной характеристикой результативность новой технологии, так как цены энергоносителей достаточно резко изменяются и доля их в структуре добычи и переработки руды может быть весьма нестабильной. Однако, приблизительные показатели способны указать общую направленность тенденций, и это важно. Дадим технико-экономическую оценку новой технологии проветривания.

7.3. Технико-экономическая оценка технологических решений энергосбережения.

Оценка энергосбережения строится на фактическом материале, наработанном в течение 1986-2000 гг. на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений. В этот период проведены опытно-промышленные испытания и внедрены ряд технологических решений, позволивших снизить затраты энергии на вентиляцию. Некоторые из этих решений не достигли стадии окончательного промышленного применения, так как нормативная база системы безопасного ведения горных работ не претерпела необходимых изменений и является своего рода ограничителем. После обоснованного приведения базы к условиям и особенностям эксплуатации рудников, что происходит на данном этапе, большинство решений должно получить промышленное оформление.

За истекший период нами отработаны следующие технологические решения:

- структуризация вентиляционной схемы рудников с выделением рабочих зон и пространства за пределами их границ;
- ранжирование рабочих зон по степени газовой опасности, корректировка газового режима рудников;
- применение подземных вспомогательных вентиляторных установок большой мощности (БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий»);
- использование подземных передвижных вентиляторных установок малой мощности;
- использование продольных перемычек в вентиляционных стволах с целью сокращения внешних утечек воздуха;
- проветривание тупиковых горных выработок без трубопроводов с применением забойных вентиляторных установок ЗУАП;
- применение вентиляторных установок, расположенных на передвижных самоходных вагонах, обеспечивающих отвозку руды из призабойного пространства;
- внедрение методологии депрессионных съемок, выполняемых с целью определения труднопроветриваемых зон и определения стратегии и тактики нормализации их проветривания;

- использование эжекторов главных вентиляторных установок, противодействующих утечкам воздуха в надшахтных зданиях вентиляционных стволов;

- внедрение методологии газо-воздушных съемок калийных рудников;

- промышленные испытания частичного повторного использования воздуха (БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий», СгКПРУ-1 ПО «Беларуськалий»).

Пункты, где не названы рудники, выполнялись повсеместно.

Техническая оценка решений может строиться на сравнении удельных затрат энергии.

Например, сравнение удельного расхода электроэнергии на подачу в рудник 1 $м^3$ воздуха при существовавшем положении и с использованием разработанных технологических решений.

Для расчета используем известную формулу [234]:

$$W = \left(\frac{TQ_в H_в}{1000\ \eta_д \eta_в} \right) / T * Q_р \quad , \qquad (7.1)$$

где W – удельный расход электроэнергии на подачу в рудник 1 $м^3$ воздуха, кВт/$м^3$; $Q_в$ – подача вентилятора, $м^3$/с; $H_в$ – давление вентилятора, Па; $\eta_в$ – к.п.д. вентилятора; $\eta_в$ – к.п.д. электродвигателя; T – время работы вентилятора, ч; $Q_р$ – количество воздуха, поступающего в рудник за 1 час, $м^3$.

Проведем сравнительный анализ с применением параметров обобщенных и усредненных для калийных рудников в первой и пятой главах. Для существующего положения (W_1) будем иметь:

$$W_1 = \left(\frac{1 * 580 * 3200}{1000 * 0{,}9*{,}65} \right) / 1 * 200 * 3600 = 0{,}004383 \quad .$$

После выполнения основных технологических решений (W_2):

$$W_2 = \left(\frac{1 * 200 * 3800}{1000 * 0{,}9*{,}85} \right) / 1 * 200 * 3600 = 0{,}001379 \quad .$$

При среднестатистической для калийных рудников подаче в рудник потребного количества воздуха, приблизительно равного 400 $м^3$/с, экономия электроэнергии за год составит:

$Qр*(W_1-W_2)*3600*365*24=400*0,003004*3600*365*24 =37893656$(кВт.час)

Определим показатель эффективности удельных затрат на проветри-

вание рудника, который может быть найден по формуле:

$$\Omega_y = \frac{W_1 - W_2}{W_1} * 100 \ , \qquad (7.2)$$

где W_1 – удельный расход электроэнергии на подачу в рудник 1 $м^3$ воздуха при существующей технологии проветривания, $кВт/м^3$; W_2 – удельный расход электроэнергии на подачу в рудник 1 $м^3$ воздуха в предлагаемой технологии, $кВт/м^3$.

Результаты расчета эффективности по рудникам Верхнекамского и Старобинского месторождений приведены в табл. 7.2.

Таблица. 7.2.

Показатель эффективности удельных затрат на проветривание рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений.

Рудник	W_1, $кВт/м^3$	W_2, $кВт/м^3$	Ω_y, %
ОАО «Уралкалий»			
БКПРУ-1	0,00237	0,00160	32,3
БКПРУ-2	0,00175	0,00096	44,8
БКПРУ-4	0,00271	0,00186	31,4
ОАО «Сильвинит»			
СКПРУ-1	0,00438	0,00138	68,5
СКПРУ-2	0,00324	0,00148	54,4
СКПРУ-3	0,00386	0,00167	56,7
ПО «Беларуськалий»			
СгКПРУ-1	0,00246	0,00160	34,7
СгКПРУ-2	0,00280	0,00180	35,7
СгКПРУ-3	0,00263	0,00174	34,1
СгКПРУ-4	0,00243	0,00123	49,2

Из табл. 7.2 видно, что показатель эффективности удельных затрат на проветривание для рассматриваемых рудников составляет от 31,4% до 68,5%, то есть соответственно этому показателю уменьшаться затраты энергии после полного применения всех технологических решений. Здесь не учитывались возможности сокращения затрат энергии после применения частичного повторного использования воздуха,

так как для этого недостаточно данных, полученных в условиях двух рудников БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» и СтКПРУ-1 ПО «Белоруськалий», где выполнены кратковременные опытно-промышленные испытания. По этим рудникам, в ходе пока еще непродолжительных испытаний, затраты энергии на проветривание уменьшились, по сравнению с подобным периодом предыдущих 5-7 лет, в 1,8 и 1,6 раза соответственно.

Однако, в ходе испытаний не удалось в полной мере довести технологические решения до желаемых параметров, так как сроки не позволяли этого сделать. Поэтому результативность частичного повторного использования воздуха полностью не исследована, нами же аналитическим путем получено ожидаемое сокращение затрат энергии около 3 раз.

Экономический эффект только от выполнения технологических решений, предварящих частичное повторное использование воздуха, при стоимости 1 кВт.часа энергии 2,75 руб. (по состоянию на лето 1998 г.) по руднику БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» составлял:

$C_э$= 2,75*37893656 = 104207554 руб., или более 100 миллионов рублей в год на одном руднике.

Если учесть дополнительно снижение реальных затрат при частичном повторном использовании воздуха, которое в 3-4 раза больше, то экономия средств, соответственно, увеличится во столько же раз. То есть составит 300-400 миллионов рублей в год на одном руднике.

Можно оценить вклад энергосберегающих технологий проветривания в себестоимости руды и готовой продукции.

Энергетические затраты в себестоимости руды (1998 г.) в денежном выражении, по данным экономических служб, составляют от 70 до 80 %. При этом, в себестоимости готовой продукции стоимость руды занимает 35 – 40 %. В тоже время доля энергетических затрат на проветривание составляет от 30 до 50 % от энергозатрат рудника. Отсюда, можно определить степень влияния сокращения затрат энергии на проветривание в себестоимости готовой продукции. Она будет равна:

$$П_{пров.} = к_1 к_2 к_3 С_{г.пр.} /100 , \qquad (7.3)$$

где $П_{пров.}$ – величина затрат средств на проветривание в % от себестоимости готовой продукции, $к_1$ – процентное содержание затрат на проветривание в общих затратах на электроэнергию рудника, %, $к_2$ – процентное содержание затрат на электроэнергию в себестоимости руды, %, $к_3$ – процентное содержание себестоимости руды в себестоимости готовой продукции, %, $С_{т.пр.}$ – себестоимость готовой продукции, руб.

Подставив исходные данные в формулу (7.3) определим, что денежные затраты на обеспечение электроэнергией проветривания составляют от 9 до 11 % в себестоимости готовой продукции. Если прибавить затраты на строительство и поддержание вентиляционных сооружений, а также на содержание службы вентиляции и обслуживание вентиляторных установок, то цифра может достичь 15 и более процентов.

Энергосбережение, связанное с организацией проветривания, особенно с применением технологии с частичным повторным использованием воздуха, может существенно повлиять на себестоимость готовой продукции, так как в этом случае затраты сокращаются до 3 раз. Следовательно, себестоимость готовой продукции, вполне реально может быть снижена на 6-7 %. Вряд ли еще какими средствами, или образом, изменения любых технологических процессов добычи и переработка руды, достижимо подобное.

Капитальные затраты для осуществления технологии проветривания с частичным повторным использованием воздуха, во-первых, одноразовые, во-вторых, минимальные. Получается так потому, что используется существующая вентиляционная сеть рудника с проходкой нескольких выработок – сбоек, а разработанные и применяемые дополнительно подземные вентиляторные установки малой мощности просты в изготовлении и состоят из недорогих элементов. В основном используется то, что создано для осуществления проветривания рудников при существующей технологии, только значительно повышается эффективность использования воздуха.

7.4. Методические рекомендации для создания энергосберегающих технологий проветривания.

Рекомендации строятся на результатах исследований, выполненных в течение 1986 - 2000 гг. в рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений калийных солей. В них учтены особенности рудников большой мощности, газовый и аэрозольный факторы проветривания, микроклиматические условия и аэродинамика вентиляционных сетей, а также возможности применения подземных вентиляторных установок большой и малой мощности.

Основой энергосбережения является использование и создание вентиляционных резервов как общеизвестных (утечки воздуха, непроизводительные потери депрессии и т.п.), так и свойственных исследуемым рудникам и разработанной технологии их проветривания. На этой основе строится перераспределение затрат энергии, которая приурочивается к опасным зонам ведения горных работ (рабочим зонам и призабойным пространствам, особенно тупиковых горных выработок). Таким образом, не только не снижается безопасность ведения горных работ, а, напротив, повышается действенность вентиляции. Для этого рекомендуется следующая последовательность действий, которую, безусловно, нужно выполнить, чтобы обоснованно создать безопасную энергосберегающую технологию проветривания:

1. Оценить, проведя соответствующий комплекс исследований, газонасыщенность отрабатываемых пластов и неравномерность газоносности, и, при значительном различии этих показателей для разных участках шахтного поля, исследовать газообильность выработок в этих участках.

Если газообильность выработок, главным образом, зависит от интенсивности разрушения массива, то, однозначно, следует произвести структуризацию подземного пространства, выделив в особую группу рабочие зоны из всего объема выработок рудника. Газовый режим установить только в рабочих зонах (в небольшом пространстве, находящемся в непосредственной близости от мест разрушения горного массива). Локализация газового режима в пространстве значительно

облегчает и устанавливает адресность контроля газовой обстановки, позволяет избежать раздробленности его.

2. Установить: насколько существенна разница между газовыделениями в разных рабочих зонах рудника; где способны выделения газа загазировать выработку до уровня, превышающего установленную норму при отсутствии или даже при нормальном проветривании; как часто возникают такие ситуации; время, необходимое для загазирования выработки.

Исходя из этих критериев, произвести ранжирование рабочих зон, разделив их на условные группы по степени газовой опасности (например, неопасные, опасные, особо опасные).

К неопасным отнести зоны, где в ходе исследований не установлена возможность каких либо газовыделений.

К опасным – рабочие зоны, в которых даже при отсутствие вентиляции загазирование не достигает допустимых норм концентрации даже за достаточно длинный промежуток времени (сутки – двое).

К особо опасным – все прочие.

Выполнение двух первых пунктов не только способствует совершенствованию газового режима рудника, но и создает нетрадиционные вентиляционные резервы.

В соответствии с расчетами, в особо опасные рабочие зоны должно поступать большее количество воздуха, чем в опасные, а в неопасные может быть несколько ограничено его поступление. Таким образом, воздухораспределение соответствует реальной газовой опасности, в отличие от традиционного, когда в пределах одного пласта все рабочие зоны обеспечиваются одинаковым расходом воздуха. Создается новый резерв количества воздуха, его использование снижает энергетические затраты.

3. Максимально вовлечь в использование известные вентиляционные резервы в виде внешних и внутрирудничных утечек воздуха.

Внешние утечки можно сократить с помощью применения либо продольной перегородки, установленной в устье вентиляционного ствола, либо противодействующего утечкам эжектором ГВУ.

Внутрирудничные утечки в основном уменьшаются при применении последовательно расположенных по длине вентиляционного пути подземных вентиляторных установок. Установки должны иметь одинаковую производительность и тогда в промежутках между ними утечки полностью отсутствуют.

4. Применить технологию проветривания с частичным повторным использованием воздуха. Здесь появляются дополнительные вентиляционные резервы, связанные с многократным использованием внутри рудничной вентиляционной сети некоторой части воздуха.

Целесообразнее всего циркуляционные контуры организовывать в масштабах главных направлений или крыльев рудника, так как в этом случае используется максимальное количество вентиляционных резервов. Внутрирудничные утечки воздуха из отрицательного явления превращаются в положительное. Максимально сокращаются внешние утечки, так как производительность и давление ГВУ снижаются в 2-2,5 раза. Воздух, прошедший по временно не работающим рабочим зонам, или зонам не опасным по газовыделениям, вновь возвращается в систему проветривания и участвует в разбавлении и выносе вредных примесей, тем самым, становясь еще одним вентиляционным резервом.

Повторное использование воздуха - наиболее перспективный, следующий после первых трех стадий сокращения затрат энергии этап. Результативность данного этапа наиболее велика, и в совокупности с другими этапами можно ожидать троекратное снижение затрат энергии. Однако, применение только этого этапа, без выполнения первых трех, не позволит резко сократить энергетические затраты на проветривание, а главное не даст гарантированного повышения безопасности ведения горных работ. Тем более что разделение между этапами достаточно условно, одни и те же технические решения могут следовать как для реализации одного, так и другого этапов.

Методика создания энергосберегающего проветривания, основанная на результатах выполненных в работе исследований, может быть реализована во множестве рудников и шахт, которые обладают схожими с калийными рудниками условиями проветривания.

7.5. Выводы.

1. Обобщение методов снижения затрат электрической энергии на проветривание, связанных с использованием вентиляционных резервов, образованных в ходе совершенствования газового, аэрозольного, микроклиматического режимов и аэродинамических параметров вентиляционных систем, показывает, что все методы укладываются в единую технологическую цепочку. Наиболее эффективно эта цепочка работает при частичном повторном использовании воздуха.

2. Натурные испытания энергосберегающих технологий в условиях калийных рудников Верхнекамского и Старобинского месторождений показали практически полное подтверждение результатов проведенных аналитических исследований с поправками на реальные условия эксплуатации рудников.

3. Расширение применения разработанных технологических решений как в калийных рудниках, так и в схожих с ними по основным параметрам, позволит качественно изменить структуру затрат на добычу полезного ископаемого. Затраты на обеспечение проветривания электроэнергией составляют от 9 до 11 % в себестоимости готовой продукции. Если прибавить затраты на строительство и поддержание вентиляционных сооружений, а также на содержание службы вентиляции и обслуживание вентиляторных установок, то цифра достигает 15 и более процентов.

4. Энергосбережение, связанное с организацией проветривания, особенно с применением технологии с частичным повторным использованием воздуха, может существенно повлиять на себестоимость готовой продукции, так как в этом случае затраты сокращаются до 3 раз. Следовательно, себестоимость готовой продукции вполне реально может быть снижена на 6 - 7 %. Вряд ли еще каким образом достижимо подобное.

5. Капитальные затраты для осуществления энергосберегающей технологии, во-первых, одноразовые, во-вторых минимальные. Так как используется существующая вентиляционная сеть рудника, а разработанные подземные вентиляторные установки малой мощности - просты в

изготовлении и, состоят из недорогих элементов.

6. Разработана методика создания энергосберегающего проветривания, основанная на результатах выполненных в работе исследований. Показаны пути реального совершенствования существующих высоко затратных технологий проветривания в условиях эксплуатации рудников и шахт.

Заключение

В работе, теоретически обоснован и разработан прошедший испытания в условиях калийных рудников комплекс мер контроля и управления основными параметрами газовой, аэрозольной, термо- и аэродинамики потоков воздуха в системах горных выработок подземных пространств. Разработаны методологические основы энергосберегающих технологий, дающие возможность осуществлять выбор параметров процессов проветривания с наименьшими затратами энергии. Дано решение крупной научной и практической проблемы для обеспечения вентиляции подземных рудников большой мощности на основе разработанной энергосберегающей технологии проветривания с применением частичного повторного использования воздуха.

Основные теоретические положения, научные результаты, выводы и практические рекомендации сводятся к следующему:

1. Доказано, что газоносность пластов и газообильность выработок калийных рудников имеют ряд существенных особенностей, в значительной мере отличающих условия формирования газовой обстановки от угольных шахт и других горнорудных предприятий. В силу этой специфики для калийных рудников во многом неприемлемы традиционные методы оценки реальной газовой опасности, существующие подходы к обеспечению нормализации газовой среды, методы обнаружения газа и контроля его содержания в атмосфере горных выработок.

2. Для калийных рудниках выработаны принципиально новые подходы к оценке реальной газовой опасности и ее максимальной пространственной и временной локализации и привязки к конкретным местам возникновения. Такие подходы позволили, в условиях жесткой необходимости максимальной экономии материальных и трудовых ресурсов, не только не допустить снижения уровня безопасности, но и значительно повысить ее за счет усиления адресного контроля газовой обстановки и его дифференциации, своевременного принятия профилактических и активных мероприятий по нормализации газового состава атмосферы.

3. Разработана комплексная система безопасности при ведении горных работ на месторождениях калийных солей в условиях газового режима,

основанная на том, что:

- реальная газовая опасность возникает только в рабочих зонах, в которых ведутся горные работы, связанные с нарушением сплошности массива по выемке, разведке, проведению выработок и других технологических операций;

- в зависимости от горно-геологических условий, газоносности и газообильности, технологии ведения работ, условий проветривания все рабочие зоны каждого рудника делятся на несколько групп в соответствии с реальной газовой опасностью;

- предложены методы, позволяющие с большой надежностью и значительным запасом определять степень газовой опасности той или иной рабочей зоны. При этом главное внимание направлено на выявление особо опасных зон, работа в которых может представлять реальную опасность даже при неукоснительном соблюдении обычных мер газового режима;

- реализуется дифференцированный подход при обеспечении безопасности работ в рабочих зонах с различной степенью газовой опасности;

- весь комплекс нормативно-технической документации по обеспечению безопасности ведения работ в условиях газового режима взаимосвязан, унифицирован и с максимальной определенностью регламентирует конкретные меры безопасности по каждой из выделенных групп рабочих зон, в том числе обеспеченность необходимым расходом воздуха.

4. Совершенствование газового режима позволило выявить новые вентиляционные резервы, заключающиеся в больших объемах незагазированного воздуха, находящегося в подконтрольных службам рудника выработках, а также проходящего через неопасные по газу рабочие зоны.

5. Детально исследованы процессы массопереноса растворенной примеси в главном и наиболее опасном элементе рабочих зон – тупиковой горной выработке при непрерывной отбойке руды. Разработаны эффективные методы активизации этих процессов, в том числе, обеспечивающие максимальное сокращение затрат материальных, трудовых и энергетических ресурсов.

6. Улучшение аэрозольной обстановки в призабойных пространствах тупиковых и сквозных горных выработок достигается путем вовлечения в процесс массообмена и массопереноса не только воздушных потоков подаваемых в забой, но и всего объема воздуха, заключенного как в данной, так и в близлежащих выработках. При этом коэффициент использования воздуха возрастает с 0,4-0,7 до 5-8, т.е. в 7-20 раз.

7. Для снижения концентрации аэрозолей во входящих и исходящих струях рабочих зон необходимо резко снизить скорость воздушных потоков, создав своего рода «буфера», в которых выпадает основная пыль. Эти объекты представляют собой систему аэродинамически связанных и подконтрольных службам рудников горных выработок в пределах границ рабочих зон. Снижение скорости запыленных воздушных потоков не только позволит облегчить аэрозольную обстановку, но и уменьшить затраты энергии на проветривание. Особенно этот процесс эффективен при частичном повторном использовании воздуха.

8. Исследованы теплофизические параметры атмосферы в технологическом процессе проходки тупиковой горной выработки механизированными комплексами при непрерывной отбойке руды. В результате составлен тепловой баланс и изучено изменение теплофизических параметров атмосферы по ходу струи, а также подробно исследовано изменение температуры воздуха в призабойном пространстве, определены источники выделения тепла и процессы его выделения.

Разработан способ снижения температуры воздуха в призабойном пространстве тупиковых выработок. Он основан на повышении интенсивности воздухообмена между призабойной частью выработки и срединной, а также приустьевой, что позволило растянуть общее количество тепла на всю длину выработки. Построенный на описанном принципе способ показал свою высокую эффективность в условиях рудников при проведении опытно-промышленных испытаний. Температура воздуха в призабойной зоне снизилась и не превышает допустимой правилами безопасности.

9. Обоснована необходимость применения повторного использования воздуха в качестве элемента энергосберегающего проветривания по

отношению к стабилизации микроклимата подземных пространств рудников. В результате управляемой стабилизации достигается снижение запыленности и отсутствие конденсационной влаги. Это ведет к повышению безопасности эксплуатации всех систем рудника (транспорт, энергоснабжение, автоматизация, пути движения людей и т.д.) и позволяет утверждать, что санитарно-гигиенические и технологические требования, предъявляемые к микроклимату рудничной атмосферы, не только не могут служить препятствием повторному частичному использованию воздуха, но, напротив, являются фактором, подтверждающим его необходимость и целесообразность.

10. Разработана теория реструктуризации вентиляционных систем крупных подземных рудников и иерархии размещения источников тяги, позволяющая оптимизировать расход энергии, необходимой для удовлетворения вентиляционных потребностей всех объектов проветривания.

Суть нового подхода к формированию топологии вентиляционных сетей и расположению источников тяги в ветвях ориентированного графа состоит в минимизации энергетических потерь на каждом последовательном участке сети от поверхности до каждой рабочей зоны.

При этом основным принципом является ограничение концентрации вентиляционных ресурсов в отдельных ветвях (рабочих зонах) и расположение вентиляторов с определенной, убывающей иерархией их мощности, но при обязательном сокращении удельных расходов энергии за счет увеличения коэффициентов использования подаваемого воздуха и повышения устойчивости работы всех вентиляционных систем.

11. Определены реальные пути повышения коэффициента полезного использования воздуха и снижения удельных энергетических затрат на его доставку к объектам потребления при существующих технологиях проветривания. Доказано, что при совершенствовании этих технологий, максимально возможное сокращение затрат энергии не превышает 30 %. Разработаны малозатратные методы управления и перераспределения воздушных потоков, в том числе при частичном повторном использовании воздуха, при котором ожидаемое энергопотребление снизиться не менее чем в два-три раза.

12. Заложенные в технологию проветривания с частичным повторным использованием воздуха возможности реального применения как известных, так и новых вентиляционных резервов позволяют поддерживать содержание вредных примесей (газов и аэрозолей) в потоке воздуха, поступающем и исходящем из рабочих зон на уровне значительно ниже допустимых норм. Это требование выполняется с большей эффективностью, чем при существующих технологиях проветривания.

13. Масштабы наиболее эффективного и безопасного применения частичного повторного использования воздуха лежат в границах вентиляционных сетей главных направлений или крыльев шахтного поля рудника. В этом случае максимально используются вентиляционные резервы, а затраты энергии на проветривание могут быть снижены более, чем в три раза.

14. Разработаны методы оптимизации параметров вентиляционных сетей для решения задач реконструкции систем вентиляции с использованием дополнительных подземных источников тяги с целью создания универсальных технологий проветривания с частичным повторным использованием воздуха в современных рудниках большой мощности.

15. Результаты диссертационной работы использованы в нормативно-технических документах, регламентирующих безопасные условия ведения горных работ на калийных рудниках, и внедрены в производство в ПО «Беларуськалий», ОАО «Сильвинит» и ОАО «Уралкалий».

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Абрамов Ф.А., Долинский В.А., Идельчик И.Е. Аэродинамическое сопротивление горных выработок и тоннелей метрополитена. - М.: Недра, 1964.- С. 186.

2. Абрамов Ф.А. Рудничная аэрогазодинамики. - М.: Недра, 1972. -С. 274.

3. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струи М.: Наука, 1970. -С. 824.

4. Абрамович Г.Н. Турбулентные свободные струи жидкостей и газов. - М.: Госэнергоиздат, 1948.- С. 216.

5. Абрамович Г.Н. Прикладная газовая динамика. - М.: Наука. Гл. ред. физ. - мат. лит., 1991.- С. 600.

6. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй. - М.: Физматгиз. 1960.

7. Абрамович Г.Н. О смешении турбулентных струй различной плотности. Изв. АН СССР, ОТН, Механика и машиностроение, N3, 1961.

8. Абрамович Г.Н. Течение воздуха при наличии области обратных токов. Изв. АН СССР, ОТН, N 12, 1957.

9. Авазян С.А. Статические исследования зависимостей // Металлургия М., 1968.- С. 227.

10. Адамов Г.А. Приближенный расчет гидравлического сопротивления и движения газов и жидкостей в трубопроводах // Вопросы разработки и эксплуатации газовых месторождений. - М.: Гостопиздат, 1953.- С. 231-264.

11. Акт испытаний способа определения и уравнивания осевого усилия в вентиляторах двустороннего всасывания ВРЦД-4,5 рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий". - Березники, 1987.- С. 3.

12. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вспомогательной вентиляторной установки (ППВВУ) на руднике Первого рудоуправления ПО "Белорускалий".- Солигорск, 1991.- С. 4.

13. Акт шахтных испытаний подземной передвижной вспомогательной вентиляторной установки и обследования вентиляционной сети рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий".- Березники, 1991.- С. 3.

14. Акт опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) с полным обследованием прилегающей вентиляционной сети рудника БПКРУ-1 ПО "Уралкалий".- Березники, 1992.- С. 6.

15. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), (установленной в начале 5-бис западного транспортного штрека) проведенных на горном участке N5 рудника БПКРУ-1 АО "Уралкалий".-Березники, 1993.-С. 6.

16. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), (установленной в начале 10 западного транспортного штрека) проведенных на горном участке N 2 рудника БПКРУ-1 АО "Уралкалий".- Березники, 1993.- С. 7.

17. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ), проведенных на южном крыле рудника СПКРУ-1 ПО "Сильвинит".- Соликамск, 1993.- С. 8.

18. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на руднике Первого рудоуправления ПО "Белорускалий".- Солигорск, 1991.- С. 3.

19. Акт шахтных испытаний четырех передвижных подземных вентиляторных установок (ППВУ), проведенных на участке массового обрушения в северо-восточной части рудника СКПРУ-2 АО "Сильвинит". - Соликамск, 1995.- С. 5.

20. Акт промышленных испытаний комбинированного способа проветривания тупиковых выработок, проходимых комбайнами по газоносным пластам АБ и СКРУ-2 с системой автоматического контроля расхода воздуха "Азот".- Березники-Соликамск, 1982.- С. 7.

21. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок на солевом горизонте на комбайновом комплексе N 246 горного участка N 5 рудника БКРУ-4 АО "Уралкалий".- Березники, 1994.- С. 32.

22. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок, проведенных на горном участке N 4 рудника БКРУ-4 АО "Уралкалий".-

Березники, 1995.- С. 7.

23. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств разгазирования забоя и тупиковых горных выработок, проведенных на участке закладки N 3 рудника СКРУ-1 АО "Сильвинит" - Березники-Соликамск, 1995.- С. 8.

24. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний способа и средств активной вентиляции очистного забоя тупиковых горных выработок, проведенных на горном участке N 6 рудника БКРУ-1 АО "Уралкалий" - Березники, 1995.- С. 4.

25. Акт шахтных опытно-промышленных испытаний средств проветривания длинных тупиковых комбайновых выработок (свыше 300 м).- Березники, 1991.- С. 14.

26. Альменко Д.Н., Минин В.В., Альменко Н.И. Проветривание труднопроветриваемых зон вентиляционной сети //Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона. Материалы Всероссийской научно-практической конференции.- Березники, 1996.- С. 115.

27. Альменко Н.И. Исследование закономерностей подсосов (утечек) воздуха через надшахтное здание и вентиляционные (реверсивные) каналы// Известия вузов. Горный журнал.-1980.-N 7.-С. 95-100.

28. Альменко Н.И. Влияние подсосов воздуха на экономичность работы вентиляторных установок главного проветривания// Повышение эффективности технологических процессов на калийных рудниках.- Л.: 1980.- С. 94-101.

29. Альменко Н.И. О влиянии подсосов (утечек) воздуха с поверхности на вентиляционные параметры рудника // Калийная промышленность: Научно-технический реферативный сборник / НИИТЭХИМ.- М., 1981- N 3.- С. 14-16.

30. Альменко Н.И. Природа осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания// Комплексное освоение и охрана окружающей среды.Тез. докл. науч.-техн. конфер.-Пермь, 1987-С.58.

31. Альменко Н.И., Минин В.В., Норин А.А. Аэродинамические исследования комплекса воздуховыдающего ствола рудника БПКРУ-1//

Технология подземной разработки калийных месторождений.- Пермь, 1988- С. 112-120.

32. Альменко Н.И., Чекмасов А.И., Минин В.В., Норин А.А. Уравнивание осевого усилия в центробежных вентиляторах двустороннего всасывания// Аэрология калийных рудников.- Свердловск: УрО АН СССР. 1989- С. 13-14.

33. Альменко Н.И., Минин В.В., Норин А.А. Определение осевого усилия в вентиляторах двустороннего всасывания// Разработка калийных месторождений.- Пермь, 1989.- С. 89-93.

34. Альменко Н.И. Уплотнение ляд с изменяющейся шириной герметизирующей поверхности// Деп.рукопись ЦНИИцветмет экономики и информации 11.11.88. N 1717-88 деп.

35. Альменко Н.И. Методика определения оптимальных режимов работы главных вентиляторов с учетом действительной величины подсосов воздуха в поверхностных вентиляционных сооружениях/ Министерство по производству минеральных удобрений, "Союзкалий", ПО "Уралкалий", 1981.- С. 21.

36. Альменко Н.И., Минин В.В., Ренжина С.В. Некоторые аспекты результатов испытаний способа предотвращения поверхностных подсосов// Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. - Минск, 1990.- С. 147-148.

37. Альменко Н.И., Минин В.В., Папулов Л.М. Снижение внешних утечек воздуха на рудниках и шахтах // Горный журнал. - 1994.- N 6.- С. 46-47.

38. Альменко Н.И., Минин В.В., Папулов Л.М. Высокоэффективные способы управления внешними утечками воздуха на шахтах с большим эквивалентным отверстием. Препринт, ПНЦ УрО РАН. - Пермь, 1994.- С.30

39. Альменко Н.И. Долгосрочное прогнозирование режимов работы главных вентиляторов калийных рудников// Записки ЛГИ. Рудничные стационарные установки и гидрофицированные горные машины. - Л., 1983.- Т.97.- С. 43-48.

40. Альменко Н.И. Прогнозирование режимов работы вентиляторов

главного проветривания Верхнекамских калийных рудников// Известия вузов. Горный журнал. – 1986.– N 3.– С. 52–54.

41. Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И. и др. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вспомогательной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике (СгКРУ-1 ПО "Белорускалий").– Горный институт УрО АН СССР, 1991.– С. 17.

42. Альменко Н.И., Минин В.В. Подземные вентиляторные установки для нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Тез. докл. Междунар. симпоз.– М –Пермь, 1995.– С. 6–7.

43. Альменко Н.И., Чекмасов А.И., Минин В.В., Норин А.А. Подземные вентиляторные установки – средство охраны воздушного бассейна. Вопросы экологии и рационального природопользования Березниковско – Соликамского экономического района. – Березники, 1991.– С.72–73.

44. Альменко Н.И. Исследование и разработка методов управления динамическими системами "Главные вентиляторные установки рудничная вентиляционная сеть"// Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. – Минск, 1990.– С. 135–136.

45. Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И. Подземные вентиляторные установки // Проблемы безопасной разработки калийных месторождений. – Минск, 1990.– С. 138–139.

46. Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И., Норин А.А. Вариант увеличения производительности и давления вентилятора ВОД-40 // Аэрология калийных рудников. – Свердловск, УрО АН СССР. 1989.– С. 11–12.

47. Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И., Норин А.А. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной установки (ППВУ) на калийном руднике (СКРУ-1 АО "Сильвинит"). – Березниковская лаборатория – стационар Горного института УрО АН СССР, 1992.– С. 17.

48. Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И., Норин А.А. Методика проведения шахтных испытаний передвижной подземной вентиляторной

установки (ППВУ) на калийном руднике (БКРУ-1 АО "Уралкалий"). Березниковская лаборатория-стационар Горного института УрО АН СССР, 1990. С. 17.

49. Альменко Н.И., Минин В.В. Подземные вентиляторные установки для нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Тез. докл. Междунар. симпоз. М - Пермь, 1995. С. 6-7.

50. Альменко Н.И., Минин В.В., Южанин А.С., Альменко Д.Н. Использование кинетической энергии вентилятора главного проветривания для снижения внешних утечек воздуха//Горные науки на рубеже XX1 века. Тезисы докладов Международной конференции М.- Пермь.- Пермь, 1997.- С. 6.

51. Альменко Н.И., Минин В.В., Десятов Е.В., Альменко Д.Н. Влияние внешних утечек на надежность подсистемы "Вентиляционная сеть"// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.-С. 188-194.

52. Альтшуль А.Д. Гидравлические сопротивления.- М.: Наука, 1982.- С. 224.

53. Анализ исследований и рабочих проектов по выбору рациональных схем проветривания труднопроветриваемых зон рудника БКРУ-2 при реконструкции вентиляционной сети.- Пермь-Березники, ГИ УрО РАН, 1995.

54. Анализ условий применения различных типов вентиляторов главного проветривания в шахтах со сложными вентиляционными сетями. Отчет по НИР. Сигнальная информация в сборнике рефератов НИР и ОКР. 1983 инв. N 02830020030. Рук. Бабак Г.А.

55. Анализ условий применения различных типов вентиляторов главного проветривания в шахтах со сложными вентиляционными сетями. Отчет по НИР. Сигнализация и информация в Сборнике рефератов НИР и ОКР. 1983 инв. N 02830063025 ИГД им. Скочинского. (рук. Клебанов Ф.С.).

56. Анализ состояния проветривания рудников АО "Сильвинит". - Пермь, ГИ УрО РАН, 1995.- С. 24.

57. Аппаратура контроля поступления воздуха в тупиковые выработки АПТВ.- М., 1993.- С. 96.

58. Асатур К.Г. Гидравлика (конспект лекций. Часть 2). ЛГИ.- Л., 1972.- С. 78.

59. А.с. N 911047 Ляда самоуплотняющаяся (Альменко Н.И.), 1982.

60. А.с. N 857500 Устройство для определения воздухопроницаемости шахтных вентиляционных сооружений (Хавротин Г.П., Бузин В.А.), 1981.

61. А.с. N 1484023 Способ предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола (Альменко Н.И., Минин В.В., Толмачев Б.Н.), 1988.

62. Аэрология горных предприятий/ Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И.- М.: Недра, 1987.- С. 421.

63. Александрович Х.М., Павлюченко М.М.Маркина А.Д. и др. Микровключенные газы и влага в природных калийных солях./ Калийные соли и методы их переработки / Минск. Изд-во АН БССР.1963 С.82-94.

64. Андреичев А.Н. Разработка калийных месторождений. М. Недра. 1966. С.255.

65. Бабак Г.А., Левин Е.Т., Пак В.В. Технико-экономический уровень шахтных вентиляторов главного проветривания. Киев, ИТИ, 1965.- С.39.

66. Бабак Г.А. На статью Лазунина Н.Я., Левина М.А., Наймана А.Е. К вопросу о глубине регулирования вентиляторов главного проветривания (Уголь. 1969. N 5) // Уголь. - 1970.- N 3.- С. 66-68.

67. Бабак Г.А. Исследование глубины регулирования шахтных ВУТП // Горная механика. - 1971.- N 28-29.- С. 89-101.

68. Бабак Г.А., Король Е.П. Анализ вентиляционных режимов и разработка требований к шахтным вентиляторным установкам главного проветривания по производительности и статическому давлению и глубине экономичного регулирования // Сб. Совершенствование проветривания шахт. - Новочеркасск, 1972.- С. 115-117.

69. Бабак Г.А. Анализ изменения за 20 лет показателей качества шахтных вентиляторов главного проветривания. Исследования, разработка и эксплуатация шахтных стационарных установок.- Донецк, 1981.- С. 93-105.

70. Бабак Г.А., Клепаков Н.В. Исследование и разработка шахтных вентиляторных установок. Уголь. - 1984.- N 10.- С.39-40.

71. Бабак Г.А., Пак В.В., Стешко В.А. Новые высоконапорные шахтные центробежные вентиляторы двухстороннего всасывания// Вопросы горной механики, N 20.- М.: Недра, 1970.- С. 60-67.

72. Бабак Г.А., Левин Е.М., Мариновский Э.С. Определение целесообразности усовершенствования и замены действующих установок новыми// Экономика угольной промышленности.- М.: ЦНИЭИуголь, 1969. - N 4.- С. 45-48.

73. Бабак Г.А., Левин Е.М., Пак В.В. Элементы шахтных вентиляторных установок главного проветривания. - М.: Недра, 1972.-С.264.

74. Бабак А.И., Тарусин В.П. Анализ вентиляционных режимов устройств вентиляторных установок главного проветривания угольных и сланцевых шахт. - М.: Недра, 1979.- С. 37.

75. Бабкин Н.Н., Белобородов В.А., Кошкин А.П. Динамика эксплуатационных режимов вентиляторов ВРЦД-4,5 и возможности увеличения подачи воздуха в калийные рудники // Сб. научных трудов Пермского политехнического института. - Пермь, 1976.- С. 59-62.

76. Бай Ши-и. Теория струй (пер. с англ.).- М.: Физматгиз, 1960.

77. Бай Ши-и. Теория струй. - Издательство иностранной литературы, 1962.- С. 112.

78. Бакланов В.В.Зуев Н.Д. О мерах улучшения вентиляции подземных рудников Казахстана.- Цветная металургия, 1983.-N3.-С.34-35.

79. Бедим В.Г.,Зоткин Г.А. Характеристики действующих установок главного проветривания шахт с вентиляторами В-УПД-1,8 и ВОКД-1,8. Известия вузов. Горный журнал.- 1984.- N 8.- С. 97-100.

80. Белов И.А., Кудрявцев Н.А. Теплоотдача и сопротивление пакетов труб. - Л.: Энергоатомиздат, 1987.- С. 223.

81. Бондаренко А.Д. Повышение экономичности вентиляторов главного

проветривания // Уголь Украины.- 1969.- N 6.- С. 16-18.

82. Бочаров Е.П., Винник А.И., Ленский И.А., Чаков А.А., Левин М.А. Автоматическое управление и регулирование шахтных вентиляторов главного проветривания.- М.: ЦНИЭИуголь, 1976.- С.52.

83. Бочаров К.П. Необходимая глубина регулирования вентиляторов // Безопасность труда в промышленности.- 1972.- N 2.- С. 51-53.

84. Бочаров К.П. Эффективность применения вентиляторов ВЦД-32М с регулируемым электроприводом // Уголь Украины.- 1970.- N 12.- С.31-32.

85. Бочаров К.П.,Винник А.И. Промышленные испытания регулируемых электроприводов шахтных вентиляторов ВЦД-32М // Уголь Украины. - 1972.- N 9.- С.34-36.

86. Братченко Б.Ф. Стационарные установки шахт - М.: Недра, 1977.- С. 440.

87. Бурчаков А.С., Мустель П.И., Ушаков К.З. Рудничная аэрология. -М.: Недра, 1971.- С. 376.

88. Бусыгин К.К., Войтенко Н.Н., Клишань А.Ф., Способы и средства проветривания тупиковых выработок в основных зарубежных угледобывающих странах. - Обзор / ЦНИЭИуголь.- М., 1986.- С. 50.

89. Воронин В.Н. Основы рудничной аэрогазодинамики.-М-Л.: Углетехиздат, 1951.- С. 491.

90. Вентиляторы главного и местного проветривания.- Отраслевой каталог 18-4-85 ЦНИИТЭИтяжмаш.- М., 1985.

91. Верендин В.П., Мясковой В.И., Олейник В.Я. Воздушный клапан для снижения энергии на шахте // Уголь Украины.-1985.-N 2.-С.30.

92. Воздушно-депрессионная съемка рудника БКРУ-2 ПО "Уралкалий". - Пермь, 1987.- С. 33.

93. Веденеева Л.М. Исследование возможности регулированиявоздушных потоков с помощью направляющей перемычки, установленной в узле// Технология и безопасность горных работ в калийных рудниках.- Пермь, 1985.- С. 124-128.

94. Веденеева Л.М., Файнбург Г.З. Об эффективности использования направляющих перемычек при рециркуляционном проветривании добычных

участков калийных рудников// Технология подземной разработки калийных месторождений. - Пермь, 1988.- С. 124-129.

95. Венцель Е.С. Теория вероятностей.- М.: Наука, 1969.- С. 366.

96. Воронина Л.Д., Багриновский А.Д., Никитин В.С. Расчет рудничной вентиляции. - М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1962.- С. 488.

97. Вулис Л.А. Струйные задачи прикладной газодинамики // Исследование физических основ рабочего процесса топок и печей. Изд. АН Каз.ССР.- Алма-Ата, 1957.

98. Вулис Л.А., Кашкаров В.П. Теория струй вязкой жидкости. - М.: Наука, 1965.- С. 432.

99. Выбор рациональных схем проветривания рудников БКРУ-1 и БКРУ-2 при реконструкции их вентиляционных сетей.- Пермь: НИВЦ "НИАМО", 1994.

100. Вахромеева В.А. Трещиновидность соляных пород карналлитовой зоны Верхнекамского месторождения.// В кн. Материалы по геологии и гидронеологии районов соленакопления. Л.Госхимиздат. 1959. Труды ВНИИГ.вып.XXXV),С.251-273.

101. Водопьянов В.Л.,Габдрахимов И.Х. Напряженное состояние карналлитовых целиков Соликамского рудника. Научные труды.ПермНИУИ. Сб. VI. Пермь.Пермское кн.изд-во.1964.С123-130.

102. Водопьянов В.Л.,Габдрахимов И.Х. Напряженное состояние карналлитовых целиков Соликамского рудника. Научные труды ПермНИУИ,сб.VI.Пермь.Пермское кн.изд-во.1964. С.123-130.

103. Водопьянов В.Л., Уразова А.М. Механические свойства карналлита при сжатии // Тр. ПермНИУИ.Пермь,1963.Вып.5. С.9-19.

104. Водопьянов В.Л., Габдрахимов И.Х., Барковский В.М., Денисов М.И. Фактическое состояние и факторы устойчивости карналлитовых выработок Соликамского рудника. // Научные труды ПермНИУИ. Сб. IY. Пермь. Пермское кн. изд-во. 1962 .

105. Галушкин А.И., Дегтярев Ю.И.,Калинин Б.Н. и др.Основы кибернетики.// Математические основы кибернетики.- М.: Высшая школа, 1974.- С. 416.

106. Герметизация пенополиуретаном вентиляционных перемычек на шахте N 4-21/А.М.Карпов, А.М.Криворученко, В.К.Сальников, А.Р.Сучков, В.Л.Кондратов // Безопасность труда в промышленности.- 1971.- N 3.

107. Гершун О.С. Исследование некоторых вопросов проветривания металлических рудников Украины // Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук.- Киев, 1960. - С.25.

108. Гладышеский П.И. Статистические методы, основанные на применении способа наименьших квадратов к оценке параметров одного уровня// Экономические и математические методы. - Т. 3.- Вып. 2, 1967.- С. 293.

109. Гмурман В.Е. Теория вероятностей и математическая статистика // - М.: Высшая школа, 1977.- С. 479.

110. ГОСНИЦ ЦАГИ, Научно-технический отчет. Экспериментальное исследование модели вентиляторной эжекторной установки для проветривания шахт. / Альменко Н.И., Гиневский А.С., Мичин В.В. и др./- М.,1992.-С.26.

111. Голубев Б.М. О пустотах в породах калийной зоны Верхнекамского месторождения, вскрытых горными выработками Березниковского калийного рудника.// В Сб. Вопросы разработки месторождений калийных солей // Л. Отделение изд-ва Недра.1969.С.140-153.

112. Газовыделения при разработке калийных солей. Профиздат. Авт. Дудырев А.Н.,Дьяков В.В.,Ковалев В.И.,Корзон А.И. // М., Вып. 4. С.39-43.

113. ГОСТ 10616-90. Вентиляторы радиальные (центробежные) и осевые. Основные размеры и характеристики.- М., 1990.

114. ГОСТ 11004-84. Вентиляторы шахтные главного проветривания. Технические условия. - М.: Изд-во стандартов, 1990.

115. ГОСТ 27.002-83. Надежность систем.- М.: Изд-во стандартов, 1983.

116. ГОСТ 27.002.-89. Надежность систем. М.: Изд-во стандартов, 1989.

117. ГОСТ 10921-74. Вентиляторы радиальные (центробежные) и осевые. М.: Изд-во стандартов, 1974.- С. 15.

118. ГОСТ 6625-85. Вентиляторы шахтные местного проветривания. - М.: Изд-во стандартов, 1985.- С. 23.

119. ГОСТ 12.1.012-90. Вибрационная безопасность. М.: Изд-во стандартов, 1990.- С. 46.

120. Гос. комитет по координации научно-исследовательских работ// Основные методические положения по определению экономической эффективности научно-исследовательских работ //- М.: Экономика, 1984.- С. 32.

121. Гренандер У., Фрайбергер В. Краткий курс вычислительной вероятности и статистики. - М.: Наука, 1978.- С. 192.

122. Дзидзигури А.А., Николайшвили Н.Е., Сипашвили Н.Д. Исследования влияния параметров вентиляционного канала и ствола на устойчивость вентиляционной установки // Совершенствование проветривания шахт. - Новочеркасск, 1972.- С. 144-145.

123. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 21.10.1954.- М.: Госгортехиздат, 1959.

124. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором РСФСР 28.12.1961.- М.: Госгортехиздат, 1962.

125. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 31.08.1971.- М.: Недра, 1977.

126. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Утв. Госгортехнадзором России 23.01.1995.- М.: НПО ОБТ, 1996.

127. Езекиэл М., Фокс К.А. Методы анализа корреляций и регрессий. - М.: Статистика, 1966.- С. 588.

128. Ельчинский А.И. и др. Об использовании воздухоподающих стволов для других вспомогательных функций // Горный журнал.-1967.

- N 9.- С. 31-32.

129. Ефремов Г.Д. Гипотеза образования внезапных выбросов породы в выработках глубоких шахт // Уголь Украины. 1966.N 1.С.48-50.

130. Ефремов Г.Д. Причины образования внезапных выбросов породы в выработках глубоких шахт // Уголь Украины. 1967.N 2.С.41-43.

131. Жестков Г.Б. Численное исследование турбулентных течений в криволинейных каналах при наличии отрывных зон.- М.: Труды ЦИАМ N 1144, 1985.- С. 12.

132. Ж. Конт-Белло. Турбулентное течение в канале с параллельными стенками. - М.: Мир, 1968.- С. 176.

133. Жуковский Н.Е. Видоизменения метода Кирхгофа.-М.: ЦАГИ, Соч., Т. N 11, 1948.- С. 271.

134. Жумахов И.М. Шахтные вентиляторы.- М.: Углетехиздат, 1951.- С. 222.

135. Желтов Ю.П. Деформации горных пород.-М.: Недра. 1966. С.198.

136. Забойная установка активного проветривания (ЗУАП) с вентиляторами типа В-2М, ВМЭ-5, ВМЭ-6 (Техническое описание и руководство по эксплуатации). (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В. и др.)/ Утверждена Горным институтом УрО РАН, АО "Уралкалий", АО "Сильвинит".- Пермь, 1996.- С. 44.

137. Зальцберг Э.А. Статистические методы прогноза естественного уровня грунтовых вод.- Л.: Недра, 1976.- С. 104.

138. Заслов В.Я. О разработке вентиляторов для шахт и карьеров. Горные машины, конструкции, расчет и исследование. - Свердловск, 1982.- С. 115-121.

139. Идельчик И.Б. Гидравлическое сопротивление (физико-механические основы).- М.: Госэнергоиздат, 1954.- С. 316.

140. Ивахненко А.Г., Лапа В.Г. Предсказание случайных процессов.- Киев. Наукова думка, 1971.- С. 416.

141. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям.- М.: Машиностроение, 1975.- С. 559.

142. Идельчик И.Е. Аэрогидродинамика технологических аппаратов. (Подвод, отвод и распределение потока по сечению аппаратов).- М.:

Машиностроение, 1983.- С. 351.

143. Инструкция по замеру горючих газов шахтным газоопределителем на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей. Пермь - Березники, 1993.

144. Инструкция по контролю содержания пыли на предприятиях горнорудной и нерудной промышленности.- М.: 1981.- С. 32.

145. Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания Верхнекамских калийных рудников./ Утверждена Союзом производителей калия и согласована Госгортехнадзором РФ 18.02.94.- Пермь, 1994.- С. 25.

146. Использование конвейерных штреков в качестве вентиляционных в калийных рудниках (Мохирев Н.Н., Бушуев Ю.П., Парфенов В.Б., Трофимов Н.А.)// Безопасность труда в промышленности. -1993.- С. 54-56.

147. Исследование возможности проветривания южного крыла рудника БКРУ-2 источниками тяги небольшой мощности.- Пермь: НИВЦ "НИ-АМО", 1994.

148. Исследование главных вентиляторных установок Дегтярского рудоуправления и разработка мероприятий по повышению эффективности их работы // Отчет о НИР. Рук. Б.А.Носырев.- Свердловск, 1976.- N гос.рег. 74014217.- С. 38.

149. Исследование утечек воздуха на шахте N 13 СУБРа и разработка инженерных рекомендаций по их снижению с целью интенсификации проветривания при внедрении самоходного транспорта. Отчет о НИР. N гос. регистр. 74043195. СГИ.- Свердловск, 1985.- С. 72. Рук. Носырев Б.А.

150. Исследование характера местных утечек воздуха при работе главных вентиляторов калийных рудников// Отчет о НИР. Рук. Альменко Н.И., Минин В.В. - Пермь, 1990. Т01860062171.- С. 171.

151. Исследование эффективности проветривания глубоких горизонтов Гайского подземного рудника. Отчет о НИР (заключение). Сигнальная информация в Сборнике рефератов НИР и ОКР.- 1986. инв.N 02860031607 СГИ (Рук. Ярцев В.А.)

152. Исходные данные для проектирования "Системы контроля и оперативного управления основными параметрами калийного рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий". – Пермь – Березники : ГИ УрО РАН, 1995.

153. Казаков А.П., Сидельникова Т.Т., Кузнецов Л.Н., Проветривание при работе комбайнов "Урал-10КС" // Безопасность труда в промышленности. - 1991.- N 2.- С. 42-43.

154. Казаков А.П., Соловьев В.А., Кузнецов Л.Н., Челышев И.В., Комбинированное проветривание выработок, проходимых комбайнами, на калийных рудниках//Вентиляция шахт и рудников. Аэрогазодинамика горных выработок. – Л.: ЛГИ, 1985.- С. 79-82.

155. Калиш Ш.И., Цуцык И.Т., Курченко Е.М. и др. Шахтные вентиляторы. – Киев: Техника, 1962.- С. 290.

156. Каменев П.Н. Отопление и вентиляция.- М.: Изд. лит. по строительству, 1964.- С. 471.

157. Карпов А.М. Естественное проветривание тупиковых выработок // Труды Новочеркасского политехн. ин-та.- Новочеркасск, 1948.- Т. 16 (30).- С. 15-17.

158. Карпов А.М. Исследование пределов проветривания тупиковых выработок диффузией // Рудничная аэрология и безопасность труда в шахтах.- М.: 1949.- С. 81-88.

159. Карякин Ю.Е., Карякин В.Е., Мартыненко О.Г. Численное моделирование ламинарных течений вязкой жидкости в каналах произвольной формы. – Минск, АН БССР, АНК Институт тепломассообмена им. А.В.Лыкова, Препринт N 1, 1991.- С. 44.

160. Каталог фирмы "Динглер". Шахтные вентиляторы главного проветривания. – 1974.- С. 43.

161. Керстен И.О. Аэродинамические испытания шахтных вентиляторных установок. Справочное пособие.- М.: Недра, 1986.- С. 1986.

162. Клебанов Ф.С. Определение аэродинамической эффективности реконструкции шахтной вентиляционной сети// Уголь.- 1973.- N 10.- С. 55-57.

163. Климов Б.Г., Касылкасов Ж.Н. Герметизация скиповых вентиляционных стволов// Горное дело.- 1980.- Вып. 1.- С. 217-221.

164. Ковалевская В.И., Бочаров Е.П., Емельянов В.А. Анализ работы действующих вентиляторных установок шахт// Безопасность труда в промышленности.- 1969.- N 11.- С. 17-18.

165. Ковалевская В.И.,Спивак В.А. и др.Эксплуатация шахтных вентиляторов. - М.: Недра, 1983.- С. 333.

166. Ковалевская В.И., Бабак Г.А., Пак В.В. Шахтные центробежные вентиляторы. - М.: Недра, 1976.- С. 320.

167. Ковалевская В.И. Создание и исследование высокоэффективных шахтных центробежных вентиляторов: Дис. докт.техн.наук.- Свердловск: СГИ, 1989.- С. 47.

168. Кожанов Ф.А., Применение гибких вентиляционных труб из синтетических материалов для проветривания подготовительных выработок. Обзор/ЦНИЭИуголь.- М.: 1986.- С. 45.

169. Комаров В.Б., Килькеев Ш.Х. Рудничная вентиляция.- М.: Недра, 1970.- С. 260.

170. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике для научных работников и инженеров.- М.: Наука, 1973.- С. 832.

171. Коэффициенты полезного действия главных вентиляторных установок Уральских рудников // научные труды института охраны труда ВЦСПС.- Профиздат, 1968.- Вып. 55.- С. 20-24.

172. Красноштейн А.Е., Файнбург Г.З. Диффузионно-сетевые методы расчета проветривания шахт и рудников.- Екатеринбург, 1992.- С. 243.

173. Красноштейн А.Е. Научные основы процессов формирования и нормализации аэрозольного и газового состава атмосферы калийных рудников. докт. дисс.- Пермь, 1978. Фонды ПГИ.- С. 337.

174. Красноштейн А.Е., Ольховиков Ю.П., Лужецкая Н.Д. Микроклиматические параметры атмосферы калийных рудников и их сезонные колебания// Технология и безопасность горных работ.- Пермь, 1972.- С. 148-153.

175. Красноштейн А.Е., Минин В.В., Альменко Н.И. и др. Активная вентиляция тупиковых горных выработок // Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона.

Материалы Всероссийской научно-практической конференции.- Березники,1996.- С. 111-112.

176. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., Альменко Д.Н. Подземные вспомогательные вентиляторные установки главного проветривания// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.- С. 194-201.

177. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Десятов Е.В., Альменко Д.Н., Папулов Л.М., Фоминых В.И. Источник тяги для вентиляции труднопроветриваемых зон // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.- С. 201-206.

178. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., Фоминых В.И., Папулов Л.М. Повышение безопасности проветривания тупиковых выработок// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.- С.206-210.

179. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., Альменко Д.Н., Стукалов В.А. Совместная работа поверхностного и подземных источников тяги на рудничную вентиляционную сеть// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.- С. 210-213.

180. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В. и др. Способ разгазирования участка шахтного поля при возникновении крупных аварийных ситуаций (на примере рудника СКРУ-2 АО "Сильвинит")// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Материалы международного симпозиума SRM-95.- Екатеринбург, 1997.- С. 214-218.

181. Кропанцев А.М., Гудов В.С., Шишкин И.В. Определение закона

движения воздуха в элементах шахтной вентиляционной сети// Безопасность труда в промышленности.- 1987.- N 12.- С. 32-33.

182. Ксенофонтова А.И., Карпухин В.Д., Харев А.А. Вентиляционное сопротивление горных выработок. - М.: Углетехиздат, 1950.- С.263.

183. Ксенофонтова А.И. Справочник по рудничной вентиляции.- М.: Госгортехиздат, 1962.- С. 691.

184. Ксенофонтова А.И., Ушаков Н.З. Статистический метод установления коэффициентов неравномерности газовыделения в шахтах. Уголь Украины. 1966. N 1. С.43-45.

185. Кузнецов С.В. К вопросу о внезапных выбросах угля и газа// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1966. N 4. С.14-18.

186. Лазукин Н.Я., Левин М.А., Найман А.Е. К вопросу о глубине регулирования вентиляторов главного проветривания// Уголь. - 1969.- N 5.- С. 54-59.

187. Лаврентьев М.А., Шабат Б.В. Методы теории функций комплексного переменного.- М.: Физматгиз, 1958.- С. 318.

188. Левин Е.М., Мариновский Э.С., Сысоев В.П. Основные причины низкой экономичности действующих шахтных установок с осевыми вентиляторами и некоторые пути их устранения// Вопросы горной механики.- Киев, Наукова думка. 1969.- С. 211-217.

189. Луговский С.И., Шкута Э.И., Ошмянский И.Б., Немченко А.А. Совершенствование разработки и вентиляции рудников.- М.: Недра, 1968.- С. 303.

190. Масляев А.Е. О допустимой величине действующей депрессии// Труды ВостНИИ, 1972.- Т. 17.- С. 177-189.

191. Медведев И.И. Проветривание калийных рудников.- М.: Недра 1970.- С. 204.

192. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. Аэрология калийных рудников.- Свердловск, УрО АН СССР, 1990.- С. 250.

193. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. Борьба с пылью на калийных рудниках.- М.: Недра, 1977.- С. 192.

194. Медведев И.И., Патрушев М.А. Проветривание калийных и ка-

менносоляных рудников.- М.: Госгортехиздат, 1963.- С. 160.

195. Медведев И.И. К вопросу определения допустимых утечек воздуха через вентиляционные сооружения// Известия вузов. Горный журнал.- 1958.- N 7.- С. 32-38.

196. Методика проведения экспериментальных исследований по вентиляции труднопроветриваемых рабочих зон (ТПРЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей. (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В.)/ Утверждено АО "Уралкалий" и АО "Сильвинит" и согласовано Госгортехнадзором РФ 01.10.93.-М., 1993.-С. 13.

197. Методика проведения опытно-промышленных испытаний способа и средств постоянного разгазирования забоя и тупиковых горныхвыработок на солевом горизонте. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В. и др.- Березники-Соликамск, 1993.- С. 13.

198. Методика проведения опытно-промышленных испытаний способа и средств активной вентиляции очистных забоев тупиковых горных выработок. Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В. и др. - Березники-Соликамск, 1995.- С. 14.

199. Методика опытно-промышленных испытаний средств проветривания длинных тупиковых комбайновых выработок (свыше 300м).- Березники, 1990.- С. 15.

200. Методика определения газообильности горных выработок калийных рудников.- Пермь-Березники-Соликамск, 1994.- С. 11.

201. Методика проведения испытаний подземной вентиляторной установки ВОД-30М2 рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий"/ Утверждена Горным институтом УрО РАН, АО "Уралкалий" и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ 18.01.96.- Березники, 1995.- С. 6.

202. Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках Верхнекамского калийного месторождения (монография).- М.:Недра, 1992.- С. 470. (Глава 8 - раздел 8.3.4).

203. Мещерский И.В. Работы по механике тел переменной массы.- М.: Гостехиздат, 1952.- С. 280.

204. Милетич А.Ф., Яровой И.М., Бойко В.А. Рудничная и промыш-

ленная аэрология.- М.: Недра, 1972.

205. Милетич А.Ф. Исследование воздушных завес, как средства борьбы с утечками в надшахтных зданиях Никопольских марганцевых шахт// Сб. научных трудов по сантехнике Волгоградского института инженеров городского хозяйства.- Волгоград. 1972.- Вып. 4.- С.454-458.

206. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчет при проветривании шахт.- М.: Недра, 1978.- С. 146.

207. Минин В.В., Альменко Н.И. Методика расчета эффективности борьбы с поверхностными подсосами в устье вентиляционного ствола // Аэрология калийных рудников.- Свердловск: УрО АН СССР, 1989.- С. 12-13.

208. Минин В.В., Красноштейн А.Е., Альменко Н.И. Беструбное проветривание тупиковых выработок// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Тез. докл. Междунар. симпоз. М-Пермь. - Пермь, 1995.- С. 100-102.

209. Минин В.В., Альменко Н.И., Чистяков А.Н. Струйное проветривание тупиковых выработок// Горные науки на рубеже XX1 века. Тезисы докладов Международной конференции М - Пермь.- Пермь, 1997. С. 129-130.

210. Минский Е.М., Фурман Б.А. Об экспериментальном определении некоторых статистических характеристик турбулентных потоков// Изв. энергетического института.- 1970.- С.9.

211. Митропольский А.К. Техника статических вычислений.- М.: Наука, 1971.- С. 576.

212. Молчанов В.Н., Раскин И.А. Шахтные вентиляторы конструкции Донгипроуглемаша. Уголь.- 1983.- N 11.- С. 37.

213. Мофферт Р.Д. К теории погрешности при однократных замерах// Теоретические основы инженерных расчетов.- М.: 1982.- Т.104.- N 2.- С. 211-218.

214. Мохирев Н.Н., Лукьянов Н.Г. Коэффициент аэродинамического сопротивления выработок калийных рудников// Вентиляция шахт и

рудников. – Л.: ЛГИ, 1977.- Вып. 4.- С. 72-76.

215. Мохирев Н.Н. Оценка точности замеров депрессии при проведении депрессионной съемки калийных рудников// Разработка соляных месторождений.- 1974.- С. 153-157.

216. Мохирев Н.Н. Совершенствование вентиляции калийных рудников // Известия вузов. Горный журнал.- 1989.- N 9.- С. 47-50.

217. Мохирев Н.Н. Определение режимов работы и мест установки вентиляторов-эжекторов// Вентиляция шахт и рудников.- Л.: ЛГИ, 1980.- Вып. 7.- С. 50-55.

218. Мохирев Н.Н. Параллельная работа вентиляторов ВРЦД-4,5. Известия вузов. Горный журнал.- 1982.- N6.- С. 55-56.

219. Мохирев Н.Н. Оптимизация реконструируемой вентиляционной сети калийных рудников// Вентиляция шахт и рудников.- 1976.- Вып. 3. - С. 17-21.

220. Мохирев Н.Н., Лукьянов Н.Т. О повышении надежности вентиляционных сетей калийных рудников// Разработка соляных месторождений.- 1978.- С. 12-16.

221. Мохирев Н.Н. Сравнение и выбор вентиляционных схем калийных рудников// Изв. вузов. Горный журнал.- 1990.- N 7.- С.43-47.

222. Мохирев Н.Н. Разработка современных методов и средств обеспечения высокоэффективного проветривания рудников, обладающих малыми аэродинамическими сопротивлениями. Докт. дисс.- Санкт-Петербург.- С. 302.

223. Мохирев Н.Н., Трофимов Н.А., Захаров Н.И. Некоторые доводы возможности использования подземных вентиляторных установок для проветривания рудников. – Березники, 1996. С. 113-114.

224. Мохирев Н.Н. Способы нормализации вентиляционной обстановки на труднопроветриваемых участках. Безопасность труда в промышленности.- 1994.- N 4.

225. Мустель П.И. Рудничная аэрология.- М.: Недра, 1970.- С. 216.

226. Мустель П.И. Вентиляция шахт.- М.: 1957.- С. 236.

227. Мясников А.А., Казаков С.П., Проветривание подготовительных выработок при проходке комбайнами.- М., 1981.- С. 269.

228. Медведев И.И., Сафронов А.В. Особенности газопроявлений на соликамском калийном руднике// Пути повышения производственной культуры, улучшения техники безопасности и охраны труда на химических предприятиях. Пермь. Изд. ЦБТИ, Западно-Уральского совнархоза. 1962.С.41-42.

229. Носырев Б.А., Белов С.В. - Проектирование вентиляционных каналов главных вентиляторных установок. Горный журнал. - 1981.- N 10.- С. 37-39.

230. Несмелова З.Н. О газах в калийных солях БКК../ В кн. Материалы по геологии и гидрогеологии районов соленакопления. Л.: Госхимиздат. 1959. С.106 - 243.

231. Николин В.И., Меликсетов С.С., Беркович И.М. Выбросы породы и газа. М. : Недра. 1967.С.81.

232. Обеспечение устойчивой вентиляции труднопроветриваемых зон рудников с большим эквивалентным отверстием. (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., Мохирев Н.Н.)// Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Тез. докл. Междунар. симпоз. М-Пермь, 1995.- С. 82-84.

233. Оказание технической помощи при разработке комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников ПО «Уралкалий». Отчет о НИР(заключение) N гос.регистр. 01880049971.- Пермь, 1989.- С. 178. Рук. Красноштейн А.Е.

234. Ошмянский И.Б., Немченко Н.И. Проблемы повышения эффективности вентиляции рудников Кривбасса при переходе на нагнетательно-всасывающий способ проветривания. Горный журнал-1984.-С. 55-57.

235. Павловский А.Н. Измерение расхода и количества жидкостей, газов и пара. - М. : Машгиз, 1951.

236. Пак В.С., Бабак Г.А., Пак В.В. Об экономической эффективности шахтных вентиляторов // Вопросы горной механики, N 17.- М.: Недра, 1967.- С. 3-11.

237. Пак В.С., Гейер В.Г. Рудничные вентиляторные и водотливные установки.- М.: Углетехиздат, 1950.- С. 428.

238. Патанкар С. Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкости. - М.: Энергоатомиздат, 1984.- С. 152.

239. Патент N 2011891. Устройство для уравнивания осевого усилия ротора центробежного вентилятора с двусторонним входом. (Альменко Н.И., Минин В.В., Чекмасов А.И., Норин А.А., Дьяков С.П.), 1994.

240. Патент N 2037013. Вентиляторная эжектирующая установка. (Альменко Н.И., Папулов Л.М., Минин В,В., Чекмасов А.И., Норин А.А., Кемкин А.Л.), 1995.

241. Патент N 2030590. Вентиляторная эжектирующая установка. (Альменко Н.И., Папулов Л.М., Минин В,В., Чекмасов А.И., Норин А.А., Кемкин А.Л.), 1995.

242. Патент N 2057945. Вентиляторная эжектирующая установка. (Альменко Н.И., Минин В,В., Папулов Л.М., Красноштейн А.Е.), 1996.

243. Патент N 2054553 Способ проветривания тупиковой выработки. (Альменко Н.И., Минин В.В., Фоминых В.И. и др.), 1996.

244. Патент N 2064588 Способ проветривания тупиковой горной выработки. (Альменко Н.И., Минин В.В., Красноштейн А.Е. и др.), 1996.

245. Патент N 1686179. Устройство для предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола. (Альменко Н.И., Минин В.В., Толмачев Б.Н.), 1991.

246. Патент N 1816396. Способ предотвращения подсосов воздуха через устье выдающего вентиляционного ствола. (Альменко Н.И., Минин В.В., Толмачев Б.Н., Ренжина С.В.), ДСП.

247. Патент N 1775000 Вентиляторная установка в подземном исполнении. (Альменко Н.И., Минин В.В., Папулов Л.М., Чекмасов А.И.), 1992.

248. Патрушев М.А., Кондратов В.Л. Утечки воздуха на глубоких шахтах Донбасса.- Донецк: Донбасс, 1972.- С. 100.

249. Патрушев М.А., Карнаух Н.В. Устойчивость проветривания угольных шахт.- М.: Недра, 1973.- С. 188.

250. Передвижная подземная вентиляторная установка (ППВУ) с вентиляторами типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12, В-2М (Техниче-

ское описание и руководство по эксплуатации)(Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В. и др.)/ Утверждено Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95.- М.: 1995.- С. 26.

251. Петров Н.Н. Исследования главных вентиляторных установок. Диссер. док. техн.наук.- Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1980.

252. Петров Н.Н., Пономарев Н.Т. Методы повышения эффективности работы ГВУ // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.- 1970.- N 6.- С. 85-90.

253. Петров Н.Н. Оптимизация параметров вентиляционных установок шахт // Автоматическое регулирование в горном деле.- Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1971.- С. 3-15.

254. Петров Н.Н., Пономарев П.Т. Методы повышения эффективности работы ГВУ // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.- 1970.- N 6.- С. 85-90.

255. Петров Н.Н., Кайгородов Ю.Н. Об эволюции вентиляционных систем шахт Кузбасса // Автоматическое регулирование в горном деле. - Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1971.- С. 50-57.

256. Питида Г.Л. Анализ совместной работы шахтных вентиляторов.- М.: Недра, 1976.- С. 208.

257. Подземная вспомогательная вентиляторная установка. (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., и др.)// Безопасность труда в промышленности.- 1995.- N 5.- С. 22-25.

258. Подземная вспомогательная вентиляторная установка (ПВВУ) с вентиляторами типа ВМ-4, ВМ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-8, ВМЭ-12 (Техническое описание и руководство по эксплуатации) (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Мохирев Н.Н., Минин В.В. и др.)/Утверждено Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95.- М.:1995.- С. 28.

259. Попов В.М., Левин М.А. Определяющие факторы и методы оценки пределов измерения скорости вращения шахтных вентиляторов// Горная электромеханика. Вып N 2.- М.: Недра, 1972.- С. 97-106.

260. Потунин А.Н. Методы и техника измерений параметров газового

потока. - М.: Машиностроение. 1972.- С. 332.

261. Пояснительная записка к Техно-рабочему проекту реконструкции Главной подземной вентиляторной установки 1-го Калийного Рудника Соликамского Комбината /ВНИИГ.- Л.: 1949.- С.8.

262. Правила 28-64. Измерение расхода жидкостей, газов и паров.

263. Провести унификацию и разработать требования к вентиляторам главного и местного проветривания с целью повышения их надежности и улучшения аэродинамических характеристик. Отчет о НИР N гос. рег. 0182.9053134.- Донецк, 1982.

264. Программа испытаний совместной работы разнотипных источников тяги (ГВУ, ПВУ, ПВВУ) в вентиляционной сети рудника БКРУ-2 АО "Уралкалий"/ Утверждена Горным институтом УрО РАН, АО "Уралкалий" и согласована Западно-Уральским округом Госгортехнадзора РФ 18.01.96.- Березники, 1995.- С. 5.

265. Путачев В.С. Теория случайных функций и ее применение к задачам автоматического управления. - М.: Физматгиз, 1960.- С. 883.

266. Пустовойт Б.В. Механика жидкостей в трубах. - М.: Недра, 1971.- С. 144.

267. Поляина Г.Д. Выбор и исследование метода борьбы с газодинамическими явлениями на Верхнекамских калийных рудниках./ Дисс. На соискание уч.степ.канд.техн.наук.Кемерово.КузПИ, 1968.С.24.

268. Полянина Г.Д., Водопьянов В.Л., Медведев И.И., Синопальников К.Г. Газодинамические явления на Верхнекамских калийных рудниках и возможность их предупреждения. /Сб. Исследования по горному делу. Пермь. ППИ. 1968.

269. Рабочий проект на реконструкцию вентиляции рудника БКРУ-2 (очередь).- Пермь, УФ ВНИИГ, 1992.

270. Разработка комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников: Отчет / Пермский политехнический институт; Рук. А.Е. Красноштейн. N ГР 01860062159.- Пермь, 1986.- С. 286.

271. Разработка комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников: Отчет / Пермский политехнический институт; Рук. А.Е. Красноштейн. N ГР 08860082159.- Пермь, 1987.- С. 313.

272. Разработка комплекса мероприятий по улучшению воздушной среды калийных рудников: Отчет /Пермский политехнический институт; Рук. А.Е. Красноштейн. N ГР 01860062169.- Пермь, 1988.- С. 312.

273. Разработка систем вентиляции рудников с разнотипными источниками тяги в вентиляционных сетях, их испытание (на примере рудника БКРУ-2). Тема N 3.06.14/95-96. Отчет/ Горный институт УрО РАН; Рук. А.Е.Красноштейн.- Березники, 1996.- С. 129.

274. Раскин И.А. Новые вентиляторы для шахт и рудников.- М.: Недра, 1965.- С. 112.

275. Раскин И.А. Оценка технического уровня и качества шахтных вентиляторов. Уголь Украины.- 1983.- N 4.- С. 25-26.

276. Раскин И.А. Шахтные вентиляторы в одиннадцатой пятилетке. Безопасность труда в промышленности.- 1981.- N10.- С. 6-9.

277. РД 50-213-80. Правила измерения расхода газов и жидкостей стандартными сужающими устройствами.- М.: Изд-во стандартов, 1982. - С. 17.

278. Результаты обследования состояния проветривания рудника им. С.М. Кирова: Отчет /Пермский политехнический институт; Рук. А.Е. Красноштейн .- Пермь, 1988.- С. 60.

279. Руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон (ТПЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей. (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В.)/ Утверждено Союзом производителей калия и согласовано Госгортехнадзором РФ 29.04.95.-М., 1995.- С.12.

280. Руководство по ревизии и наладке главных вентиляторных установок шахт. - М.: Недра, 1981.- С. 336.

281. Рхи С.М., Чоу У.Л. Численный расчет турбулентного обтекания профиля с отрывом потока у задней кромки. Аэрокосмическая техника.- 1984.- N 7.- С. 33-43.

282. Савенко В.П. Об образовании свободного водорода в земной коре, обусловленном восстановительным действием продуктов радиактивного превращения изотопов.- Геохимия: 1958. N 1.С.14-21.

283. Скочинский А.А., Комаров В.Б. Рудничная вентиляция.- М.:

Углетехиздат, 1959.- С. 632.

284. Скочинский А.А., Ксенофонтова А.И., Харев А.А. Аэродинамическое сопротивление шахтных стволов и способы его снижения.-М.: Углетехиздат, 1953.- С. 364.

285. Смородин С.С., Верстаков Г.В. Шахтные стационарные машины и установки.- М.: Недра, 1975.- С. 280.

286. Снедекор Дж.У. Статистические методы в применении к исследованиям в сельском хозяйстве и биологии.- М.: Сельхозиздат, 1961.- С. 573.

287. Совершенствование проветривания шахт. Тезисы докладов научно-технического совещания.- Новочеркасск, 1972.- С. 143.

288. Спецмероприятия по безопасному ведению горных работ на Верхнекамском калийном месторождении в условиях газового режима.- М., 1993.- С. 26.

289. Способ вентиляции рудников и устройства для их осуществления. Свердловский филиал ВЦПУ.- Свердловск, 1987. Рук. Магницкая Л.А.

290. Справочник по горному делу. Под редакцией Гребенюка В.А., Пыжьянова Я.С., Ерофеева И.Е.- М.: Недра, 1983.- С. 816.

291. Справочник горного инженера. Под общей редакцией Бучнева В.К. - М.: Государственное научно-техническое издательство по горному делу, 1960.- С. 792.

292. Савенко В.П. Об образовании свободного водорода в земной коре, обусловленном восстановительным действием продуктов радиактивного превращения изотопов. Геохимия. 1958. N 1.С 14-21.

293. Степанович Г.Я., Николин В.И., Лысиков Б.А. Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов. Донецк. Донбасс. 1970. С. 109.

294. Теоретические основы создания вентиляторных установок для подземных условий: Отчет / Горный институт УрО РАН; Рук. Альменко Н.И. N ГР 01910000511.- Пермь, 1995.- С. 72.

295. Тимухин С.А. Показатели эффективности эксплуатации главных вентиляторных установок. Изв. вузов. Горный журнал.- 1981. - N 11

- С. 99-102.

296. Тимухин С.А. Некоторые вопросы повышения эффективности работы вентиляторных установок главного проветривания (на примере шахт СУБРа). Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук.- Свердловск: СПИ, 1973.- С. 25.

297. Тимухин С.А. Прогнозирование режимов шахтных вентиляторных установок главного проветривания // Электромеханические системы и оборудование. Сборник научных трудов N 151.- Пермь, 1974.- С. 177-181.

298. Томас П.Д., Миддлкофф Дж.Ф. Прямое управление распределением узловых точек в сетках, порождаемых решениями эллиптических уравнений. Ракетная техника и космонавтика.- 1980.- N 7.- С. 55-61.

299. Трофимов Н.А. Проветривание подготоавительных выработок в условиях калийных рудников Верхнекамского месторождения. Дисс. на соиск. уч. Степени канд.техн.наук.Пермь.изд.ППИ.-1969.С.20.

300. Унификация и разработка требований к вентиляторам главного и местного проветривания в целях повышения их надежности и улучшения аэродинамических характеристик. Отчет о НИР (заключительный) сигнальная информация в Сборнике рефератов НИР и ОКР, 1986 инв. N 02860005677. ВНИИ горной механики. Рук. Бабак Г.А.

301. Усачев А.Е. Численный метод решения уравнений Навье-Стокса и Рейнольдса для течения за обращенным назад уступом. НТО НИО-4, N 11780, 1986.

302. Устинов П.М. Использование скиповых стволов для проветривания шахт/ Труды Карагандинского НИИ.- М.: Недра, 1984.- Вып. 16.- С. 179.

303. Ушаков К.З., Скопинцева О.В. Влияние аэродинамического старения горных выработок на надежность шахтных вентиляционных сетей // Изв. вузов. Горный журнал.- 1989.- N 6.- С. 55-58.

304. Ушаков К.З. О моделировании аэродинамических процессов в горных выработках// Изв. вузов. Горный журнал.- 1969.- N 12.- С.51-54.

305. Флятау Р.С. Гидротехнические работы трубопроводов.- М.: Гос-

тогиздат, 1949.- С. 210.

306. Фоминых В.И. Исследование физических процессов естественного воздухообмена в горных выработках и разработка методов оценки газовой опасности рабочих зон калийных рудников., Диссертация на соискание уч. ст. к.т.н.- Пермь, 1990.- С. 120.

307. Фоминых В.И., Файнбург Г.З., Коротаев В.И., Захаров Н.И., Прогнозирование уровня загазованности тупиковых выработок// Совершенствование разработки калийных месторождений.- Пермь.1987.- С.105-108.

308. Фивег М.П., Фомина В.Д. Газопроявления в выработках Первого Солигорского калийного рудника./ Сб.Вопросы разработки месторождений калийных солей. Л: Изд.во. Недра. 1969.С.126-134.

309. Харев А.А. Местные сопротивления шахтных вентиляционных сетей.- М.: Углетехиздат, 1954.- С. 247.

310. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа.М: Госгортехиздат.1961.- С. 363.

311. Христианович С.А., Желтов Ю.П., .Баренблатт Г.И., Максимович Г.К. Теоретические основы гидравлического разрыва нефтяных пластов. Сб. V Международный нефтяной конгресс.т.2.М: Гостоптехиздат, - 1961.С. 86 - 92.

312. Христианович С.А. Исследования механизма гидравлического разрыва пласта./ Сб.Материалы по разработке нефтяных и газовых месторождений. т.2.М.:Изд-во АН СССР.1960.С.159-165.

313. Центробежные вентиляторы/ Под ред. Т.С.Соломаховой.- М.: Машиностроение, 1975.

314. Чистяков А.Н., Альменко Н.И., Минин В.В. Проветривание и массоперенос при проведении тупиковой горной выработки комбайновым комплексом// Проблемы образования, научно-технического развития и экономики Уральского региона. Материалы Всероссийской научно-практической конференции. - Березники, 1996.- С. 116.

315. Черепенников А.А., Боковская Т.К. Исслдедование газоносности третьего калийного горизонта Первого Солигорского рудника/ Вопросы разработки месторождений калийных солей. -Л: Недра., 1969.-

С.135-139.

316. Шадрин А.В., Зайцев Г.И., Сидоркина О.П., Спектральный состав давления воздуха в шахтном трубопроводе. Изв. Вузов, Горный журнал.- 1992. N 12.

317. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания/ Г.А. Бабак, К.П. Бочаров, А.Т. Волохов и др./- М.: Недра, 1982.

318. Шашмурин Ю.А. Фильтрационные утечки рудничного воздуха.- М.: Недра, 1983.- С. 130.

319. Шиллер Л. Движение жидкостей в трубах.- М.: Техиздат, 1936.- С. 230.

320. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя.- М.: Наука, 1974.- С. 711.

321. Шпак Г.В., Родин А.Н., Корнилов А.Я. Состояние проветривания Североуральских рудников// Вопросы горной электромеханики. - Вып. 1. М.: Недра, 1969.- С. 74-83.

322. Шатов В.П. Исследование газопроявлений и газовый режим на Верхнекамских калийных рудниках./ Дисс. На соискание уч.степени канд. техн. наук. Свердловск.: Изд. СГИ. 1996.- С.21.

323. Энергосберегающее проветривание рудников с малым аэродинамическим сопротивлением (на примере калийных рудников) (Красноштейн А.Е., Альменко Н.И., Минин В.В., Мохирев Н.Н., Папулов Л.М., Фоминых В.И.)// Горный вестник.- 1995.- N 4.- С. 55-59.

324. Яковлев К.П. Математическая обработка результатов измерений.- ГОСИНТИ, 1950.- С. 217.

325. Duchrow G. Planmaβige und technisch beherrschte Fusbruchprovjkatinen von Salz und Khlensaure im Kalibergbauszwecks Erhohung der Betriebswirtschaftlichkeit. Bergakadeemie.-1994.-N 3.S.129 bis 138.

326. Duchrow G. CO_2 - Austritt im Kalibergbau und die die daraus rsultierenden Aufgaben fur die Grubenbewetterung. III Internationales Kali-Simposium.-1965. VEB Deutscher Verlag fur Grrundstoffindustie, Leipzig.- 1987.S. 243 - 271.

327. Eckart, Gimm, Thoma, Duchrow und Wolf. Plotzliche Ausbruche

von Gestein und Gas im Bergbau. Freiberger Forschungshefte, A 409, Leipzig, 1966, S.335.

328. Elert K. Untersuchungen zum Auftreten von feindispers verteilten Kohlenwassrstoffgasen im Kalifloz "Stassfurt". Bergakademie, 1999, No. 10, S. 584-589.

329. Grubenliifter mit grosser Fordermenge.- Schlagel und Eisen, 1994.- N 26.- P. 208.

330. Gimm W. Kohlensaure und Kohlenwasserstoffgase im Kalibergbau der DDR und Methoden zur Bekamfung der Gasgefahren . Bergbautechnik. 1974. No 11,12. S. 587 - 592, 656 - 662.

331. Junghans R. Der schwere CO_2 - Ausbruch auf der Schachtanlage Menzengraben der VEB Kaliwerk Heiligenrode am 7.7.1993 seine Ursache und Folgen. Bergakademie, No 9.S.457- 462, No 11, S. 579 - 589.

332. Richmond C., Patel V.C. Convexand concave surface curvature effects in wall-bounded turbulent flows.- AIAA Journal, 1991. - Vol. 29.- 6. - P. 895-902.

333. Kroger E. Das Gasauftreten in Sudharz - Kalibergbau Bergbautechnik, 1992, Bd.2. No 12, S. 561 - 563.

334. Pforr H. Untersuchungen zur Gebirgsschlaggefahrlichkeit von Gesteinen des Kalibergbaus./ Freiberger Forschungshefte A-332, Leipzig. 1985.-S. 895.

335. Schrader, Achermann, Grund: Entwicklung von Methoden zur Bestimmung des Gasgehaltes in Salzen. Bergakademi. 1990.- No 10, S.543 551.

336. Spackeler G. Lehrbuch des Kali - und Steinsalzbergbaus. Aufl.- Halle / Saale. VEB Knapp Verlag. 987.- S. 598.

337. Stolle E. Gasvorkommen in Kalibergwerken des Sudharzgebietes. Bergbautechnik, 1953.- Bd. 3. No 12. S. 561 563. 1984. Bd.4. No 1.S.46 - 52.

338. Taylor G.J. Dispersion of soluble in solvent flowing slowly a tube // Proceedings of Royl Society of London, 1994. - P.446-468.

339. Verma Y. Some exercises using a computer program to determine the effect of face desing features on mine climate// Mining Eng. (Gr. Brit.), 1980.- V. 140.- N 226.- P. 47-53.

34[illegible]. Wallis R.A. Dtvelopment of the primary ventilation system ot Mount Fsa. 2. Aerodynamic design of new fans. Proc. Australlas. Fnst. Mining and Metallury, 1967.- P. 222.

34[illegible]. Winter U. Untertaggeophysik im Kali -und Steinsalzbergbau zur Bekempfung der Gas- und Laugengefahr. VEB Deutscher Verlag fur Crundstoffindustrie. Leipzig. 1996.- S .156.

342. Neue Erkenntnisse bei der Erforschung und Bekampfung von Ausbruchen im Bergbau . VEB Deutscher Verlag fur Grundstoffindustrie. Leipzig. 1971. S.111.

Беларускі дзяржаўны канцэрн
па нафце і хіміі
ВЫТВОРЧАЕ АБ'ЯДНАННЕ
„БЕЛАРУСЬКАЛІЙ„

Белорусский государственный
концерн по нефти и химии
ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ОБЪЕДИНЕНИЕ
„БЕЛАРУСЬКАЛИЙ„

223710, г. Солигорск, Минской области, ул. Коржа, 5. Телетайп 301811. Факс 37 165.
Телефон для справок 98 608.
Расчетный счет 3012001590010 в филиале № 633 АСБ "Беларусбанк", МФО 153001969 г. Солигорска.

СПРАВКА

о внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. "Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности."
(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Старобинского месторождения калийных солей, находят широкое применение. На этой базе разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения внешних утечек воздуха, система контроля и управления основными параметрами проветривания рудника РУ-2, способы проветривания тупиковых горных выработок.

Предложенная методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания. которые находят применение в Производственном Объединении.

Главный инженер
ПО "Беларуськалий" _____ Л.И.Томчин

Главный горняк,
нач. горн. отдела. ИЦ _____ В.Н.Чужов

ОТКРЫТОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
"УРАЛКАЛИЙ"
СП "Второе Березниковское калийное
производственное рудоуправление"
618426, Россия, Пермская обл.
г. Березники, СП "БКПРУ-2"

СПРАВКА

О внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. «Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности»

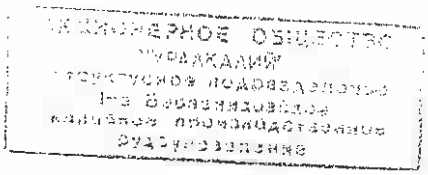
(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Верхнекамского месторождения калийных солей, находят широкое применение на руднике БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий». На основе этой методологии разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения утечек воздуха и управления проветриванием рудника при переходе на реверсивный режим, система контроля и управления основными параметрами проветривания рудника, способы проветривания тупиковых горных выработок с применением активных струй.

Предложения методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания, которые внедряются в производство.

Главный инженер
Второго рудоуправления А.М. Вахрушев

Начальник ПТО
Второго рудоуправления Б.Ф. Панасюк



СПРАВКА

О внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. «Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности»

(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Верхнекамского месторождения калийных солей, находят широкое применение на руднике БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий».

Разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения внешних утечек воздуха на вентиляционном стволе № 4, средства вентиляции труднопроветриваемых зон типа ППВУ и ПВВУ, способы проветривания тупиковых горных выработок с применением забойных установок. На руднике выполняются исследования по газоносности пластов и газообильности рабочих зон. Совершенствуется методология реализации газового режима. Предложения методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания.

Главный инженер
Первого рудоуправления Б.Н. Толмачев

Беларускі дзяржаўны канцэрн
па нафце і хіміі
ВЫТВОРЧАЕ АБ'ЯДНАННЕ
„БЕЛАРУСЬКАЛІЙ„

Белорусский государственный
концерн по нефти и химии
ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ОБЪЕДИНЕНИЕ
„БЕЛАРУСЬКАЛИЙ„

223710, г. Солигорск, Минской области, ул. Коржа, 5. Телетайп 301811. Факс 37 165.
Телефон для справок 98 608.
четный счет 3012001590010 в филиале № 633 АСБ "Беларусбанк", МФО 153001969 г. Солигорска.

СПРАВКА

о внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. "Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности."
(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Старобинского месторождения калийных солей, находят широкое применение. На этой базе разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения внешних утечек воздуха, система контроля и управления основными параметрами проветривания рудника РУ-2, способы проветривания тупиковых горных выработок.

Предложенная методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания. которые находят применение в Производственном Объединении.

Главный инженер
ПО "Беларуськалий" _____ Л.И.Томчин

Главный горняк,
нач. горн. отдела. ИЦ _____ В.Н.Чужов

ОТКРЫТОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
"УРАЛКАЛИЙ"
СП "Второе Березниковское калийное
производственное рудоуправление"
618426, Россия, Пермская обл.,
г. Березники, СП "БКПРУ-2"

СПРАВКА

О внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. «Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности»

(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Верхнекамского месторождения калийных солей, находят широкое применение на руднике БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий». На основе этой методологии разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения утечек воздуха и управления проветриванием рудника при переходе на реверсивный режим, система контроля и управления основными параметрами проветривания рудника, способы проветривания тупиковых горных выработок с применением активных струй.

Предложения методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания, которые внедряются в производство.

Главный инженер
Второго рудоуправления А.М. Вахрушев

Начальник ПТО
Второго рудоуправления Б.Ф. Панасюк

АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
"УРАЛКАЛИЙ"
структурное подразделение
1-е Березниковское
калийное производственное
рудоуправление

СПРАВКА

О внедрении в производство результатов диссертационной работы МИНИНА В.В. «Энергосберегающие технологии проветривания рудников большой мощности»

(на примере калийных рудников).

Настоящим удостоверяется, что основные научные положения диссертационной работы Минина В.В., заключающиеся в разработке методологии проветривания систем горных выработок рудников Верхнекамского месторождения калийных солей, находят широкое применение на руднике БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий».

Разработаны и прошли промышленные испытания принципиально новые способы снижения внешних утечек воздуха на вентиляционном стволе № 4, средства вентиляции труднопроветриваемых зон типа ППВУ и ПВВУ, способы проветривания тупиковых горных выработок с применением забойных установок. На руднике выполняются исследования по газоносности пластов и газообильности рабочих зон. Совершенствуется методология реализации газового режима. Предложения методология позволяет перейти на энергосберегающие технологии проветривания.

Главный инженер
Первого рудоуправления 19.11.96. Б.Н. Толмачев

Николай Иванович АЛЫМЕНКО
Вадим Витальевич МИНИН
Алексей Николаевич ЧИСТЯКОВ
Алексей Витальевич МИНИН
Иван Вадимович МИНИН
Данил Вячеславович ФОМЕНКО

ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ (часть вторая)

Рекомендовано к изданию Ученым советом Горного института и НИСО УрО РАН
Редактор С. С. Гаврилова Технический редактор Е. М. Бородулина Корректоры Н. В. Каткова, Г. Н. Старкова Компьютерная верстка Л. Г. Владыкиной

ЛР № 020764 от 24.04.2016 г.

НИСО УрО РАИ № 162(98)–163. Сдано в набор 03.06.2016. Подписано в печать 15.11.2016. Формат 60 x 84 1/16. Бумага типографская. Гарнитура TypeWriter. Усл. печ. л. 14. Уч.-изд. л. 14. Тираж 1500. Заказ № 169.

620219. Екатеринбург, ул. С. Ковалевской. 18. УрО РАИ.

620219. Екатеринбург, ул. С. Ковалевской. 18. Типография УрО РАН.