

Л.А. Шевченко

**АЭРОЛОГИЯ
ГОРНЫХ
ПРЕДПРИЯТИЙ**



**Л.А. Шевченко
В.Н. Костеренко
О.В. Смирнов**

АЭРОЛОГИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Учебное пособие



МОСКВА
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»
2020

УДК 622.4 (075.8)

Ш 37

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых» СанПиН 1.2.1253-03, утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека № 77.99.60.953.Д.014367.12.19

Рецензенты:

- заведующий лабораторией «Горноспасательное дело» НИИ ГД, доктор технических наук, профессор *В.Б. Попов*;
- заместитель директора НЦ ВостНИИ по научной работе, доктор технических наук, профессор *Ли Хи Ун*

Шевченко Л.А., Костеренко В.Н., Смирнов О.В.

Ш 37 Аэрология горных предприятий: Учебное пособие. — М.: Издательство «Горная книга», 2020. — 224 с.

ISBN 978-5-98672-508-6

Подготовлено по дисциплине «Аэрология горных предприятий».

Рассматривается состав атмосферы выработок угольных шахт при нормальной работе и авариях, природа и механизм обычных и внезапных выделений метана, методы прогноза метаноопасности угольных пластов и вмещающих пород, метанообильности горных выработок и опасности пластов по внезапным выбросам угля и газа и сходных с ними газодинамических явлений. Изложены теоретические основы вентиляции шахт и проветривания выемочных участков, описаны способы и схемы вентиляции и проветривания при обычном режиме работ и в экстремальных условиях, способы и схемы управления метановыделением средствами вентиляции, дегазации и гидрообработки пластов для преодоления газового барьера при интенсивной добыче угля. Описаны основные этапы проектирования вентиляции шахт и выбора главных вентиляторов.

Подготовлено для студентов, обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения.

В подготовке учебного пособия принимали участие: Т.В. Курмачева, Е.А. Волгина.

УДК 622.4 (075.8)

ISBN 978-5-98672-508-6



9 785986 725086

© Шевченко Л.А., В.Н. Костеренко,
О.В. Смирнов, 2020

© Издательство «Горная книга», 2020

© Дизайн книги. Издательство «Горная
книга», 2020

ПРЕДИСЛОВИЕ

Дисциплина «Аэрология горных предприятий» направлена на подготовку горных инженеров в области аэрологической безопасности угольных шахт и содержит основные сведения о составе шахтной атмосферы, ее основные газовые компоненты, обусловленные современными технологиями угледобычи и средств транспорта. Отдельные разделы дисциплины посвящены вопросам образования метана в угольных пластах, видов его выделения в горные выработки и методом дегазации угольных шахт.

Горный инженер должен знать способы и схемы вентиляции шахт, основные законы аэромеханики воздушных потоков, режимы движения воздуха в горных выработках, виды их аэродинамического сопротивления и способы управления метановыделением из угольных пластов и выработанных пространств.

С учетом современных тенденций подземной угледобычи с использованием высокопроизводительной выемочной техники особо остро встает вопрос об ограничении поступления метана из разрабатываемого угольного пласта, включая поверхности обнажения массива и отбитый уголь, который является основным источником поступления газа в очистной забой и прилегающие выработки.

В результате изучения дисциплины студент должен иметь научное представление о неравномерности газовыделения в атмосферу горных выработок и учитывать ее при прогнозе аэрогазовой ситуации и расчете количества воздуха, необходимого для проветривания отдельных забоев и шахты в целом. Одновременно с этим студент должен уметь рассчитывать общешахтную депрессию, что в совокупности с расчетным значением количества воздуха позволит выбрать вентилятор главного проветривания шахты. Отдельная глава дисциплины посвящена вопросам газовой динамики шахт, законам фильтрации газа в угольных пластах и газовой выделению в дегазационные скважины, расчету основных параметров дегазационных систем.

Кроме вопросов аэро- и газовой динамики шахт рассматриваются мероприятия пылевого и газового режима, а также вопросы микроклимата в угольных шахтах на разных глубинах разработки и в разных климатических зонах. В учебном пособии содержатся некоторые справочные материалы из нормативных актов Ростехнадзора Российской Федерации.

ВВЕДЕНИЕ

Аэрология горных предприятий — это отрасль горной науки, изучающая свойства рудничной атмосферы, законы движения воздуха в горных выработках, способы и схемы проветривания шахт, что в результате определяет безопасность ведения горных работ в условиях неуклонного роста угледобычи.

Рудничная атмосфера — это смесь газов как традиционных для атмосферы на поверхности земли, так и примесей, обусловленных химическим составом разрабатываемых полезных ископаемых и выделением машин и механизмов, работающих под землей. В результате возникает необходимость нормализации ее состава в части поддержания всех примесей в рамках ПДК и управления метановыделением.

С необходимостью вентиляции шахт люди столкнулись давно. Первые сведения о вентиляции подземных выработок встречаются в работах Георгия Агриколы «Горное и заводское дело» (XVI век), М.В. Ломоносова «О вольном движении воздуха в рудниках при-меченном» (XVIII век). Однако первые исследования в области вентиляции шахт основывалось в основном на изучении движения воздуха под влиянием естественной тяги, что сдерживало развитие и интенсификацию горных работ. Со временем возникла необходимость использования механических средств побуждения движения воздуха. В 1832 году русским горным инженером А.А. Саблуковым был изобретен вентилятор, который на некоторое время позволил снять ограничения по газовому фактору на расширение масштабов горных работ. Однако с углублением шахт появилась опасность взрывов метановоздушных смесей, что требовало подавать все большее количество воздуха для вентиляции и поддержания безопасных концентраций метана.

В настоящее время абсолютная газообильность шахт составляет до 100 и более м³/мин, что требует подачи в шахту больших количеств воздуха и, соответственно, мощных вентиляторов главного проветривания. Рост объемов подаваемого воздуха вызывает, в свою очередь, увеличение скоростей его движения по выработкам выемочных участков шахт зачастую превышающих допустимые значения, регламентируемые Правилами безопасности в угольных шахтах.

Возникшие противоречия потребовали приведения более детальных исследований аэрогазодинамики шахт на новом науч-

ном уровне. В XIX веке были выполнены исследования состава шахтной атмосферы, аэродинамического сопротивления горных выработок, теплового режима шахт, созданы приборы для соответствующих измерений. В начале XX века начинается интенсивное развитие рудничной аэрологии в России. Пионером в этой области явился А.А. Скочинский, опубликовавший в 1904 году свою работу «Рудничный воздух и основной закон движения его по выработкам». Им выполнены обширные исследования по рудничной аэрогазодинамике, внезапным выбросам угля и газа, эндогенным пожарам, рудничной пыли и др. В 1938 году по инициативе А.А. Скочинского был создан Институт горного дела АН СССР, существующий до настоящего времени.

Большой вклад в развитие рудничной аэрологии внесли также другие советские ученые М.М. Протодьякопов, А.И. Ксенофонтова, В.Б. Комаров, Ф.А. Абрамов, Л.Н. Быков, И.М. Печук, П.И. Мустель, Г.Д. Лидин, Л.А. Пучков, Н.О. Каледина, К.З. Ушаков, Б.Ф. Киринов, Б.Г. Тарасов, А.А. Мясников, В.А. Колмаков, Н.В. Ножкин, С.Г. Гендлер, Ф.С. Клебанов, Н.Г. Матвиенко и др.

В настоящее время коренным образом изменилась технология подземной угледобычи, практически на всех современных шахтах работают одна-две лавы, оборудованные высокопроизводительными очистными комплексами с высокими темпами продвижения забоя, что резко меняет подходы к проектированию вентиляции шахт и обеспечению аэрологической безопасности в целом. В этой связи возникает необходимость поиска нестандартных решений, направленных с одной стороны на повышение нагрузки на очистной забой, с другой — на преодоление неизбежно возникающего газового барьера. Изучение данной дисциплины будет способствовать более обоснованному выбору эффективных решений вопросов проветривания шахт специалистами, обучающимися по направлению подготовки «Горное дело» в период практической деятельности на горных предприятиях.

1

ШАХТНАЯ АТМОСФЕРА

1.1. Основные компоненты шахтной атмосферы

Атмосферный воздух — внешняя газообразная оболочка Земли. Состав сухого воздуха без влаги и пыли у земной поверхности составляет в объемных процентах:

- азот (N_2) — 78,08
- кислород (O_2) — 20,96
- углекислый газ (CO_2) — 0,03
- инертные газы — 0,93

В атмосферном воздухе также могут содержаться водяной пар и механические примеси в виде пыли и частиц дыма. Шахтный воздух содержит дополнительные примеси, к которым относятся: метан, углекислый газ, сернистый газ, оксиды азота, сероводород, водород, оксид углерода, а также компоненты отработавших газов дизельных двигателей, используемых на монорельсовом транспорте. Наиболее токсичными из них являются: сероводород, сернистый газ, оксид углерода, акролеин. При наличии примесей в шахтной атмосфере соответственно уменьшается содержание кислорода.

Рассмотрим свойства и влияние на организм человека главных составных частей рудничного воздуха.

Кислород (O_2) — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность (по отношению к плотности воздуха) 1,11, необходим для дыхания и горения. При этом образуется углекислый газ, выдыхаемый в атмосферу. Согласно Правилам безопасности в угольных шахтах содержание кислорода в шахтной атмосфере в действующей

щих выработках должно быть не менее 20 %. Недостаток кислорода вызывает общую слабость и ослабление умственной деятельности, при 17 % появляются одышка и учащение сердцебиения, при 12 % воздух смертельно опасен.

В непроветриваемых выработках, при взрывах метана и угольной пыли, при пожарах содержание кислорода может снизиться до 1—3 %. При вдыхании такого воздуха человек теряет сознание через 1 минуту, а через 5 минут наступает клиническая смерть.

Азот (N_2) — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность 0,97. Поступает из угля и пород, образуется также при взрывных работах. Его вред заключается в снижении содержания кислорода.

Углекислый газ (CO_2) — газ без цвета со слабокислым вкусом. Относительная плотность 1,52, в результате чего скапливается у почвы выработок. При содержании углекислого газа до 1,5 % человек не ощущает никаких изменений, при 5 % частота дыхания возрастает, при 6 % появляется сильная одышка и слабость, при 10 % и выше наступает обморочное состояние, а при 20 — смертельное удушье через несколько секунд.

Основные источники образования углекислого газа: окислительные процессы органических материалов и крепежного леса, выделение из горных пород, взрывы метана, угольной пыли, пожары. Предельно допустимая концентрация углекислого газа в рудничном воздухе составляет: на рабочих местах и в исходящих струях участков — 0,5 %; в исходящих крыла, горизонта, шахты — 0,75 %. Наиболее углекислотообильными в свое время были шахты Подмосковского бассейна.

Оксид углерода (CO) — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность 0,97, горит и взрывается в воздухе при концентрации от 12,5 до 75 %. Весьма ядовит, в 300 раз активнее, чем кислород соединяется с гемоглобином крови, в результате чего кровь утрачивает способность газообмена. Достаточно вдохнуть 300 см³ оксида углерода, чтобы он полностью насытил кровь человека. При слабом отравлении наблюдаются головная боль, шум в ушах, головокружение, учащение сердцебиения. При сильном отравлении, кроме вышеуказанных симптомов, теряется способность двигаться и притупляется сознание. Смертельное отравление наступает при концентрации оксида углерода более 1 % после нескольких вдохов. Основные источники: взрывы, пожары, работа двигателей внутреннего сгорания. Предельно допустимая концентрация — 0,0017 %.

Оксиды азота (оксид NO , диоксид NO_2 , N_2O_5 , пятиоксид) имеют бурый цвет. Они имеют характерный резкий запах, относительная плотность более 1, в частности NO_2 — 2,59, N_2O_5 — 3,18. Весьма ядовиты, вызывают раздражения дыхательных путей и глаз, а в тяжелых случаях отек легких. Токсическое действие наступает не сразу, а спустя 4—6 ч, иногда через 20—30. Симптомы отравления: кашель, головная боль, рвота, синюшность, повышение температуры, расстройства сердечной деятельности. Смерть наступает при кратковременном вдыхании концентрации окислов азота 0,025 %. Допустимая концентрация в шахтном воздухе 0,00025 %.

Сернистый газ (SO_2) — газ без цвета, с сильным раздражающим запахом и кислым вкусом. Относительная плотность по отношению к воздуху 2,22, образуется при пожарах, выделяется из горных пород и угольных пластов, что весьма характерно для месторождений Донбасса. Весьма ядовит, раздражает дыхательные пути и глаза, в тяжелых случаях вызывает воспаление бронхов, отеки гортани и легких. Смертельно опасная концентрация 0,05 %. Предельно допустимая концентрация — 0,00038 %.

Сероводород (H_2S) — газ без цвета, со сладковатым вкусом и запахом тухлых яиц, плотность по отношению к воздуху 1,19, выделяется из горных пород и минеральных источников, при гниении органических веществ, при пожарах и взрывных работах. Горит, а при содержании в воздухе 6 % взрывается. Очень ядовит. Симптомы отравления: раздражение и жжение в глазах и дыхательных путях, усталость, тошнота, рвота, обморок. Смертельное отравление при содержании 0,1 %. Предельно допустимая концентрация — 0,00070 %.

Водород (H_2) — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность 0,07. Горит и взрывается при содержании в воздухе от 4 до 74 %. Температура воспламенения 300—600 °С. Выделяется из пород и угля средней степени метаморфизма, при зарядке аккумуляторных батарей электровозов. Допустимая концентрация составляет 0,5 %.

Метан (CH_4) — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность 0,554. Не ядовит, но вызывает удушье при концентрации около 25 % за счет вытеснения из воздуха кислорода. При содержании метана в воздухе до 5 %, он горит около источника тепла, в диапазоне от 5 до 15 % взрывается, а более 15 % не взрывается, но может гореть при притоке кислорода извне. Максимальная

Таблица 1.1

Допустимая концентрация метана в атмосфере действующих горных выработок и трубопроводах

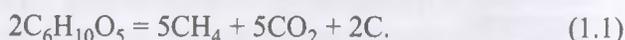
Вентиляционная струя, трубопровод	Допустимая концентрация метана, % (по объему)
В лавах и тупиковых горных выработках, камерах, в горных выработках выемочного участка, поддерживаемых горных выработках и исходящих из них	1
Исходящая крыла, шахты	0,75
Поступающая на выемочный участок, в лавы, к забоям тупиковых горных выработок и в камеры	0,5
Местные скопления метана в горных выработках	2
На выходе из смесительных камер	2
Трубопроводы для изолированного отвода метана, газодренажные горные выработки	3,5
Дегазационные трубопроводы	До 3,5 и более 25
Изолированные горные выработки, выработанные пространства	Не регламентируется

сила взрыва наблюдается при концентрации 9,5 %. Выделяется из угольных пластов и вмещающих пород. Метан химически инертен, слабо растворим в воде (три объема метана на сто объемов воды). Сопутствующие углеводороды (этан, пропан, бутан, пентан, гексан) обладают легким наркотическим действием. Постоянное и продолжительное их вдыхание в процессе работы в шахте ослабляет умственную деятельность и может отразиться на потомстве. Предельно допустимое содержание метана в шахтной атмосфере (табл. 1.1). Более подробно о метане в следующем параграфе.

1.2. Метан

Процесс образования метана протекал одновременно с формированием пластов угля. В предыдущие геологические периоды при влажном и теплом климате на Земле бурно развивалась растительность. При ее отмирании в воде озер и болот при весьма малом доступе воздуха в огромном количестве накапливалось торфянистое материнское вещество в виде пластовых залежей, покрывалось глинами и песком и погружалось на глубину. Под действием повышенной температуры

и давления (на каждые 100 м погружения в земную кору температура повышалась в среднем на 3 °С, а давление — на 2,5 МПа) материнское вещество подвергалось метаморфизму — процессу изменения химического состава и физических свойств. Постепенно в этом органическом веществе возрастало содержание углерода и одновременно снижалось содержание водорода, кислорода, углекислого газа и воды. Вещество становилось плотным, пористым, хрупким и превращалось в ископаемый уголь. При малом метаморфизме образовывался наиболее молодой бурый уголь, а при среднем — каменный уголь и при большем — антрацит. Происходил так называемый процесс карбонизации (обогащения углеродом), при котором из 1 т торфянистого вещества, при его превращении в бурый уголь, выделялось 265—465 м³ метана, а из 1 т бурого угля при превращении в каменный уголь — 100—200 м³, т.е. в сумме от 365 до 665 м³. Образование метана в процессе превращения растительных остатков — целлюлозы (C₆H₁₀O₅) в углистое вещество с выделением метана CH₄ и углекислого газа CO₂ можно описать следующей формулой:



Образованию метана способствовали анаэробные бактерии, вызывающие метановое брожение органического вещества без доступа кислорода. В процессе метаморфизма постепенно формировалась макромолекула каменного угля C₂₈H₁₈O₂ (рис. 1.1).

Она представляет плоское образование из подсоединенных друг к другу колец из шести атомов углерода С — ядро, на периферии которого располагаются атомы и группы Н, ОН, СН, СОН — бахрама, активная к окислительным процессам (включая наиболее быстрое окисление — взрыв). Чем больше бахрама, тем более уголь склонен к самовозгоранию, а пыль такого угля, более взрывчатая. По мере метаморфизма ископаемого угля доля бахромы снижается. Она максимальна у бурого угля и почти исчезает у антрацита. Этим и объясняется, что антрациты не самовозгораются и их пыль невзрывчатая, а максимальной пожаровзрывоопасностью характеризуются бурые угли. В метаморфическом ряду каменных углей их пожаровзрывоопасность снижается от марок Г, Д (газовые, длинно-пламенные) к марке Т (тощие угли).

Если проникнуть в микроструктуру угля за пределы самых мелких угольных пор с радиусом менее 5 мкм, то увидим плоские макромолекулы угля в виде дисков. Упакованные в стопки эти диски

образуют кристаллиты. Группы расположенных рядом кристаллитов создают мицеллы (рис. 1.2). Такую структуру называют мицеллярной.

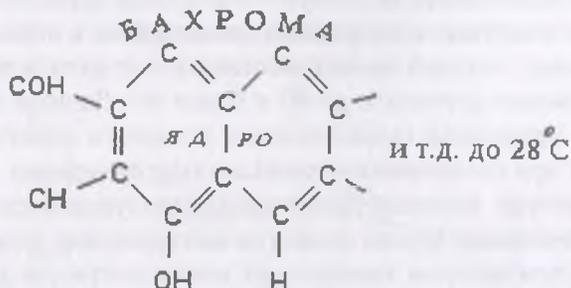


Рис. 1.1. Часть макромолекулы каменного угля средней степени метаморфизма $C_{28}H_{18}O_2$



Рис. 1.2. Мицеллярная микроструктура каменного угля

В угольных пластах метан находится в трех агрегатных состояниях: газообразном — свободный газ, заполняющий объем угольных пор и трещин; сорбированном — химически связанный метан на поверхности угольных пор и в промежутках между макромолекулами, который формируется при большом давлении; твердом — газогидратные соединения метана с водой при низких температурах, которые могут иметь место в условиях многолетней мерзлоты.

Для угольных шахт практическое значение имеют сорбированный метан. На существующих глубинах разработки до 97—98 % метана заключено в угольных пластах в сорбированном состоянии и лишь 2—3 % — в свободном. Во вмещающих угольные пласты породах также может находиться небольшое количество метана, однако учитывая низкие сорбционные свойства пород, его количество в них невелико.

При снижении давления в угольных пластах происходит обратный процесс — десорбция, т.е. выделение метана из угля, что является главным источником поступления газа в горные выработки при ведении очистных и подготовительных работ в шахтах. Общий объем метана, который может поглотить 1 т угля в природном состоянии может достигать до 40 и более м³. Данный показатель называется природной газоносностью угольного пласта, которую определяют при геологической разведке месторождения.

Температура воспламенения метановоздушной смеси 650—850 °С. Источниками взрыва являются электрическая дуга короткого замыкания, при котором температура может достигать до 4000 °С, фрикционное искрение с температурой до 1200 °С, взрывные работы с температурой в очаге взрыва до 4500 °С. Воспламенению метана предшествует индукционный период продолжительностью до 1 с, в течение которого газ должен нагреться до необходимой температуры воспламенения. Это свойство метана используется при создании предохранительных взрывчатых веществ, систем быстродействующего отключения электроэнергии при достижении концентрации метана критических значений (более 1 %).

Взрыв метана в шахтах вызывает прямой и обратный удары. Прямой удар представляет собой взрывную волну, направленную от источника взрыва к периферии. Обратный удар представляет собой волну, направленную к центру взрыва вследствие возникающего там разрежения после остывания продуктов взрыва.

Как отмечалось выше, метановоздушная смесь взрывается при содержании метана в ней от 5 до 15 %. Однако, при определенных условиях это соотношение может изменяться в ту или иную сторону в зависимости от концентрации кислорода в атмосфере. В связи с этим существует понятие «треугольника взрываемости» метановоздушной смеси, представляющего собой графическое представление о возможности взрыва при различных комбинациях сочетаний концентрации метана и атмосферного кислорода (рис. 1.3).

При наличии метана снижается нижний предел взрывчатой концентрации угольной пыли: 1 % метана в пылегазовом облаке — в 2 раза; 2 % метана (допустимо в забое) — в 4 раза. Например, для слабо взрывчатой пыли угля марки Т указанный предел в забое может снизиться со 150 до 38 г/м³. Замеры показывают, что при работе горных машин и комплексов без средств пылеподавления запыленность шахтного воздуха у комбайна может достигать 1,5—40 г/м³,

на исходящих потоках очистных выработок — до 10 г/м^3 , на вентиляционных штреках в 10—15 м от забоев лав — до 5 г/м^3 . Таким образом, проблема борьбы с метаном должна решаться в комплексе с разработкой и применением эффективных способов и средств снижения пылеобразования и пылевыведения.

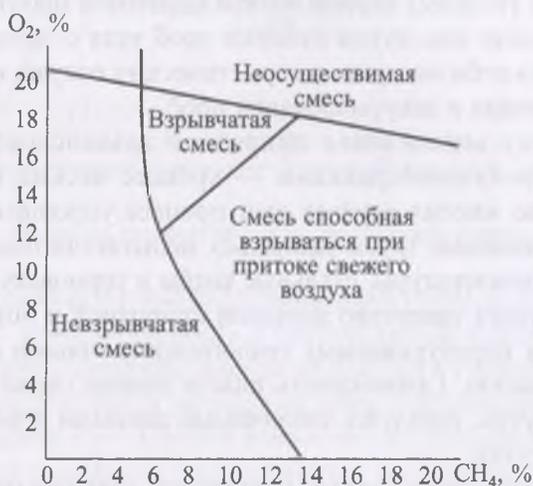


Рис. 1.3. Пределы взрываемости смеси метана с воздухом (треугольник взрываемости)

1.3. Метаноносность угольных пластов и метанообильность горных выработок

Различают природную и остаточную метаноносность угольных пластов. Природная метаноносность угольного пласта — объем метана, содержащегося в единице массы угля в природном состоянии. Обычно этот показатель относят к одной тонне угля. Для расчетов учитывается сухая беззольная масса угля и метаноносность оценивается как объем метана, содержащегося в одной тонне сухой беззольной массы ($\text{м}^3/\text{т с.б.м.}$). Остаточная метаноносность — это объем газа, содержащегося в 1 т угля после воздействия на угольный пласт в виде под- или надработки, дегазации, а также в отбитом угле.

Природная метаноносность определяется прямым методом путем отбора угольных кернов без потерь метана при перебурировании пласта скважинами с земной поверхности с помощью герметических керногазонаборников и последующего измельчения

и вакуумирования кернов. По данным кернавого опробования пласта строится карта его метаноносности с помощью изогаз — линий равной газоносности (метаноносности). Без такой карты не может быть начато проектирование строительства шахты.

Остаточная метаноносность определяется прямыми методами путем отбора угольных кернов вблизи выработок шахтными кернагазонаборниками или путем отбойки проб угля с забоя, со стенок выработки, из отбитого угля в герметические сосуды и последующего измельчения и вакуумирования проб.

Поскольку определение природной газоносности герметическими кернагазонаборниками — процесс весьма трудоемкий, приходится во многих случаях этот процесс упрощать, используя обычные колонковые трубы (снаряды), испытатели пластов на давление газа и температуры, стальные колбы и термовакуумные установки и допуская равенство значений природной и потенциальной газоносности перебуриваемых геологоразведочными скважинами угольных пластов. Газоносность пласта можно также определить расчетным путем, пользуясь табличными данными пористости угля и выхода летучих.

Существует также понятие газоемкость угля при определенном давлении. Это объем газа, который может поглотить единица массы угля при разных значениях давления, создаваемого искусственно в лабораторных условиях. В этом случае объем сорбированного метана в угле $x_{\text{сорб}}$ оценивается уравнением Лэнгмюра

$$x_{\text{сорб}} = \frac{abP}{1 + bP}, \quad (1.2)$$

где a, b — константы сорбции, зависящие от степени метаморфизма угля, ($\text{м}^3/\text{т}$, $1/\text{Па}$); P — давление газа, Па.

Графически данная зависимость может быть выражена кривой на рис. 1.4.

Объем свободного метана $x_{\text{св}}$ определяется по уравнению Бойля — Мариотта

$$x_{\text{св}} = \frac{mP}{RR_1}, \quad (1.3)$$

где m — пористость угля, $\text{см}^3/\text{г}$; P, P_1 — давление газа в пласте и атмосферное давление, $\text{кгс}/\text{см}^2$; R — коэффициент сжимаемости метана.

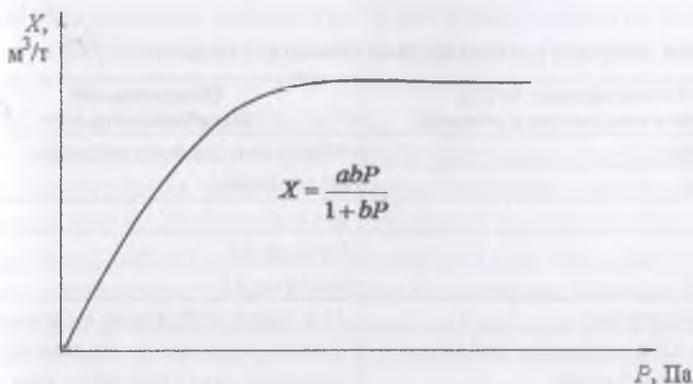


Рис. 1.4. Зависимость газоемкости угля от давления (кривая Лэнгмюра)

По газоносности пластов устанавливают запасы заключенного в них метана, целесообразность и необходимость выполнения дегазационных работ, метановыделение из пластов в горные выработки, верхние границы области метановых газов и др. Например, по разности природной и остаточной газоносности рассчитывают объем выделяющегося метана и расход свежего воздуха для проветривания действующих горных выработок.

Метанообильность горных выработок характеризуется объемом метана, поступающего в горные выработки из всех возможных источников газовой выделению. Различают абсолютную метанообильность — объем метана, поступающего в горную выработку и в единицу времени ($\text{м}^3/\text{мин}$) и относительную — объем метана, приходящегося на 1 т суточной добычи ($\text{м}^3/\text{т с.д.}$).

По абсолютной метанообильности рассчитывают количество воздуха, необходимое для проветривания забоя или шахты в целом, а по величине относительной метанообильности устанавливается категория шахты по газу. В соответствии с Правилами безопасности в угольных шахтах установлены следующие категории шахт по газу (метану или диоксиду углерода) (табл. 1.2).

Категория шахты по газу устанавливается ежегодно в начале каждого последующего года по результатам замеров относительной газообильности шахты предыдущего года. В Кузбассе большинство шахт относятся к III категории или сверхкатегорным, в которых устанавливается газовый и пылевой режимы, а также дополнительные требования безопасности при выполнении подземных горных работ.

Категории шахт по газу (метану или диоксиду углерода)

Категория шахт по газу (метану или диоксиду углерода)	Относительная газобильность, м ³ /т
Негазовые	Метан или диоксид углерода не выявлены
Газовые	
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более, суфлярные выделения
Опасные по внезапным выбросам угля (породы) и газа	Пласты, опасные по внезапным выбросам угля (породы) и газа

1.4. Виды выделения метана в шахтах

В газовых шахтах различают следующие виды выделения метана из угольных пластов:

– обыкновенное — это фильтрация метана через поверхности обнажения угольного пласта в режиме плавного истечения, затухающего во времени. Обычное (спокойное) выделение метана с обнаженной поверхности пласта подчиняется закону Дарси. Проницаемость пласта в области влияния выработки — величина переменная. Она максимальна на забое и снижается в глубину массива. В каждый момент времени скорость фильтрации газа v_x на расстоянии x от обнаженной поверхности пропорциональна газопроницаемости пласта k_x и перепаду давления газа dp / dx , т.е.

$$v_x = -\frac{k_x}{\mu} \frac{dP}{dx}, \quad (1.4)$$

где μ — вязкость газа, Па·с; P — давление газа в области влияния выработки, Па;

– суфлярное — поступление метана в горные выработки через трещины или каналы из газовых коллекторов, находящихся в толще горных пород в виде концентрированных газовых потоков. Суфляры могут действовать длительное время в зависимости от объема газового коллектора;

– газовыделение из отбитого угля в очистном или подготовительном забое, которое в настоящее время является основным

источником метана в выработки. Интенсивность данного источника зависит от производительности очистного или проходческого комбайнов и массы отбитого угля, поступающего в атмосферу очистного или подготовительного забоя.

– газовыделение из выработанного пространства. Формируется за счет поступления метана из смежных угольных пластов (нарабатываемых или подрабатываемых рабочим пластом) в результате их разгрузки от горного давления, создающей условия для раскрытия трещин и снижения газового давления в смежных пластах. В настоящее время ввиду большой скорости подвигания очистного забоя данный источник газовой выработки оказывает незначительное влияние на общий газовый баланс выемочного участка;

– внезапное выделение метана из угольного пласта (внезапный выброс угля и газа) — это опасное газодинамическое явление, заключающееся в лавинообразном выбросе газа вместе с угольной мелочью из очага, приуроченного к геологическому нарушению в угольном пласте, находящегося под большим давлением. При вскрытии данного очага горной выработкой, как правило, подготовительной, происходит резкий сброс давления в данном очаге, лавинообразная десорбция метана из угля, в результате чего многократно повышается его объем, который выбрасывается в горную выработку, засыпая ее на сотни метров угольной мелочью вместе с оборудованием и людьми. Данное явление по своим последствиям относится к аварийным ситуациям, сопоставимым с взрывами метановоздушной смеси в угольных шахтах.

Внезапные выбросы угля и газа наблюдаются, начиная с определенной глубины разработки угольных пластов, которые в каждом угольном бассейне различны. В Кузбассе эти глубины могут начинаться с 200—250 м в зависимости от района. Если на шахте когда-либо наблюдался внезапный выброс, то она в соответствии с Правилами безопасности автоматически относится к категории шахт опасных по внезапным выбросам угля и газа.

1.5. Газовый баланс угольных шахт

Газовым балансом шахты называется ее абсолютная газообильность, представленная в виде суммы газообильностей отдельных источников метановыделения. Он зависит от системы разработки угольного пласта и его природной газоносности, способа управле-

ния кровлей, наличия смежных пластов и, что в настоящее время наиболее важно, от производительности очистного забоя и скорости его подвигания.

С учетом современных тенденций подземной угледобычи, характеризующихся применением высокопроизводительных выемочных комплексов, способных обеспечивать до 30—40 тыс. тонн угля в сутки, основным элементом газового баланса шахт становится сам разрабатываемый пласт в виде отбитого угля и газовыделения с обнаженных поверхностей как в очистных, так и в подготовительных забоях. При этом значительно сокращается газовыделение из выработанных пространств ввиду их существенного отставания от линии очистного забоя, что соответственно снижает долю поступления газа из смежных пластов — спутников.

Следует также учитывать и то, что в современных шахтах, как правило, в работе находится только один очистной забой и один находится в подготовке. В двухкрылых панелях может одновременно работать два очистных забоя и два находиться в стадии подготовки. Таким образом, практически газовый баланс шахты будет формироваться из следующих основных составляющих дебита метана: отбитый уголь в очистных и подготовительных забоях, обнаженные поверхности, создаваемые очистным и проходческим комбайнами, выработанное пространство за лавой, а также возможны в редких случаях суфлярные и другие источники поступления метана в атмосферу шахт.

При расчете общего газового баланса шахты все составляющие суммируются и определяется абсолютная газообильность шахты в целом, что в последствии используется для расчета необходимого количества воздуха и выбора главного вентилятора. При этом необходимо учитывать особенности современных технологий угледобычи, характеризующихся непостоянством газовыделения из всех вышеупомянутых источников и, особенно, из отбитого угля. Объем выделяющегося метана из данного источника зависит от фазы технологического цикла работы комбайна в лаве и может изменяться от нуля в начале цикла до максимального значения в конце цикла, когда масса свежесбитого угля на лавном конвейере может достигать 40—50 тонн.

Необходимо заметить, что результаты расчетов газового баланса отдельных выработок и шахты в целом, могут существенно отличаться от фактических значений ввиду сложности учета влия-

ющих на них факторов. В связи с этим необходимо все результаты расчетов проверять по данным газовой съемки в шахтах. В настоящее время расчет газообильности шахт осуществляется на основании «Руководства по расчету количества воздуха для проветривания угольных шахт».

1.6. Прогноз газообильности шахт

Прогноз газообильности угольных шахт осуществляется на стадии их проектирования для обоснования расчетного количества воздуха и выбора вентилятора главного проветривания. Ввиду большого количества факторов, влияющих на выделение метана в горные выработки разного назначения, рассчитанные значения абсолютной газообильности шахты следует рассматривать как ориентировочные, подлежащие впоследствии проверке на реальном объекте.

Прогноз газообильности шахты осуществляется по данным прогноза газоносности угольных пластов и вмещающих пород. Для пользования этим методом необходимо иметь геологические разрезы разрабатываемой угольной толщи, карты газоносности угольных пластов и вмещающих пород, данные технического анализа угля и определиться со схемами и технологией подготовки и отработки пластов. Структура газового баланса шахты складывается в виде суммы относительной газообильности разрабатываемых шахтопластов

$$q_{\text{ш}} = \sum_{i=1}^n (q_{\text{м},i} A_{\text{ш},i}) / \sum_{i=1}^n A_{\text{ш},i}, \quad (1.5)$$

где $A_{\text{ш},i}$ — добыча угля с i -го шахтопласта, т; n — число разрабатываемых шахтопластов на шахте.

Относительная газообильность разрабатываемого шахтопласта определяется как сумма относительного газовыделения из выемочных участков $q_{\text{уч}}$ подготовительных выработок $q_{\text{п.в}}$ и старого выработанного пространства (ранее отработанных этажей или горизонтов) $q_{\text{ст}}$, $\text{м}^3/\text{т}$

$$q_{\text{ш}} = q_{\text{уч}} + q_{\text{п.в}} + q_{\text{ст}}. \quad (1.6)$$

Относительная газообильность выемочного участка определяется как сумма относительного газовыделения из разрабатываемого пласта $q_{\text{пл}}$, пластов-спутников $q_{\text{п.с}}$ и вмещающих пород $q_{\text{п}}$, $\text{м}^3/\text{т}$:

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + \Sigma q_{\text{п.с}} + q_{\text{п}} \quad (1.7)$$

Относительная газообильность подготовительной выработки определяется как сумма относительного метановыделения из обнаженных неподвижных поверхностей пласта со стенок выработки, из отбитого угля и с поверхности забоя:

$$q_{\text{п.в}} = \frac{I_{\text{н.п}} + I_{\text{у.з}}}{A_{\text{п.в}}}, \quad (1.8)$$

где $I_{\text{н.п}}$ абсолютное метановыделение из обнаженных неподвижных поверхностей пласта, $\text{м}^3/\text{сут}$; $I_{\text{у.з}}$ — абсолютное метановыделение из отбитого угля и с поверхности забоя, зависящие от газоносности пласта и скорости подвигания выработки, $\text{м}^3/\text{сут}$; $A_{\text{п.в}}$ добыча угля в подготовительной выработке, $\text{т}/\text{сут}$.

В общем виде входящие в выражения (1.5), (1.6), (1.7) величины определяются по следующим формулам:

Относительное метановыделение из разрабатываемого пласта $q_{\text{пл}}$, $\text{м}^3/\text{т}$ (для возвратноточной схемы проветривания):

$$q = R_{\text{с.р}}(X - X_1) + R_{\text{ц}}(X - X_{\text{ост}}), \quad (1.9)$$

где X — природная метаноносность разрабатываемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$; X_1 — остаточная метаноносность выдаваемого из участка угля, $\text{м}^3/\text{т}$; $X_{\text{ост}}$ — остаточная метаноносность угля в оставленном целике, $\text{м}^3/\text{т}$; $R_{\text{с.р}}$, $R_{\text{ц}}$ коэффициенты, учитывающие влияние на метановыделение соответственно системы разработки и оставленных в выработанном пространстве целиков угля.

Относительное метановыделение из пласта-спутника определяется из выражения:

$$q_{\text{п.с}} = R_1(m_{\text{п.с}} / m_{\text{в}})(X_{\text{п.с}} - X_{\text{ост.п.с}})[1 - (H_1 / H_2)], \quad (1.10)$$

где R_1 — коэффициент, учитывающий влияние на метановыделение скорости подвигания очистного забоя и системы разработки; $m_{\text{п.с}}$ — мощность пласта-спутника, м ; $m_{\text{в}}$ — вынимаемая полезная мощность разрабатываемого пласта, м ; $X_{\text{п.с}}$, $X_{\text{ост.п.с}}$ — соответственно природная и остаточная метаноносность пласта-спутника, $\text{м}^3/\text{т}$; H_2 — расстояние по нормали между пластами, м ; H_1 — расстояние, при котором метановыделение из пласта-спутника равно нулю, м .

Относительное метановыделение из вмещающих пород

$$q_{\text{п}} = R_2(X - X_{\text{ост}}) \quad (1.11)$$

или

$$q_{\text{п}} = R_3 X_{\text{п}} \frac{X_{\text{п}} m_{\text{п.п}}}{\gamma m_{\text{в}}}, \quad (1.12)$$

где R_2 — коэффициент, учитывающий способ управления кровлей, скорость подвигания забоя, глубину разработки и выход летучих из угля; R_3 — коэффициент, учитывающий кратность обрушения пород кровли; $X_{\text{п}}$ — средняя метаноносность обрушающихся пород, $\text{м}^3/\text{т}$; $\gamma_{\text{п}}$, γ — средняя плотность соответственно обрушающихся пород и угля, $\text{т}/\text{м}^3$; $m_{\text{в.п}}$ — вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек, м.

Относительная газообильность старого выработанного пространства:

$$q_{\text{ст}} = R_4(q_{\text{уч}} + R_5 q_{\text{п.в}}), \quad (1.13)$$

где R_4 — коэффициент, учитывающий условия примыкания вентиляционных выработок к старому выработанному пространству; R_5 — коэффициент, учитывающий способ подготовки выемочного участка.

Значения коэффициентов, входящих в приведенные выше выражения, берутся из таблиц или графиков. Они уточняются по мере накопления экспериментальных и опытных данных. Но структура выражений для прогноза метанообильности горных выработок в принципе остается неизменной. Необходимо заметить, что данный метод прогноза газообильности шахты в настоящее время потерял свою актуальность и приводится в данном учебном пособии в связи с тем, что он базируется на основных положениях Руководства по расчету количества воздуха для проветривания угольных шахт, которое в настоящее время является действующим.

В практике проектирования и эксплуатации угольных шахт допускается применение метода прогноза газообильности очистных и подготовительных забоев с использованием данных по аналогичным объектам, работающим в непосредственной близости от проектируемых на этом же пласте, называемыми аналогами.

Ранее в практике эксплуатации угольных месторождений использовался так называемый горно-статистический метод прогноза газообильности шахты. Он применяется для проектирования новых горизонтов действующих шахт или для новых шахт, нахо-

дящихся рядом с действующими при идентичных горно-геологических условиях. По падению пластов данный метод прогноза возможен до 100—200 м по вертикали, но не более 600 м. По простиранию пластов прогноз дается на длину одного шахтного поля, примыкающего к действующей шахте.

Предполагаемая относительная метанообильность горных выработок, на глубине H м определяется по формулам:

$$q_n = \frac{H - H_0}{H_m} + 2; \quad (1.14)$$

или

$$q_n = \frac{H - H_2}{H_m} + q_2, \quad (1.15)$$

где H_0 — глубина зоны метанового выветривания, м; $H_m = \frac{H_2 - H_1}{q_2 - q_1}$ — степень метанообильности, м/т; H_1, H_2 — расстояние по вертикали от земной поверхности соответственно до ближайших вышележащего и нижележащего горизонтов в зоне метановых газов, м; q_1, q_2 — фактическая средняя относительная метанообильность горных выработок соответственно на глубинах H_1 и H_2 —, м³/т (рис. 1.5).

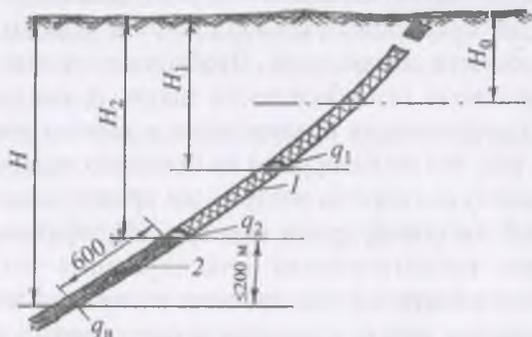


Рис. 1.5. Схема к прогнозу газообильности выработок горностатистическим методом:

1, 2 — соответственно отработанные и планируемые к отработке части пласта; H_1, H_2 — соответственно глубина залегания ближайших верхнего и нижнего отработанных горизонтов; q_1, q_2 — соответствующая H_1 и H_2 средняя фактическая газообильность выработок; q_n — прогнозируемая газообильность выработок на глубине H

При известной H_M , моноклинальном залегании пластов и экстраполяции вниз не более чем на 200 м глубина зоны метанового выветривания H_0 м может быть определена по формуле

$$H_0 = H_1 - H_M(q_1 - 2). \quad (1.16)$$

Данный метод также является приближенным и пригоден в условиях, когда шахта отработала не менее двух горизонтов и готовится к переходу на третий.

1.7. Газовый режим угольных шахт

Газовый режим угольных шахт представляет собой совокупность организационных и технических мероприятий, направленных на снижение газовыделения в горные выработки, недопущения источников огня и высокой температуры в шахтной атмосфере и локализацию взрывов метановоздушной смеси. Газовый режим вводится, как только в одной из выработок обнаруживается метан, после чего шахте присваивается определенная категория по газу.

К организационным мероприятиям относятся:

- выбор способа и схемы проветривания;
- замена контактных электровозов на аккумуляторные или использование монорельсового транспорта;
- использование только предохранительных ВВ и введение особого режима для взрывных работ;
- применение автоматических систем контроля содержания метана в горных выработках и индивидуальных сигнализаторов метана, встроенных в головные светильники;
- введение изолирующих самоспасателей при обязательном наличии пунктов их замены, если время эвакуации превышает время работы самоспасателей;
- особый режим работы очистного комбайна в лаве с целью контроля массы отбитого угля, находящегося на лавном конвейере, являющимся основным источником метана как в очистной забой, так и в конвейерные выработки;
- обязательное периодическое проведение обучения и аттестации инженерно-технических работников всех уровней по промышленной безопасности.

К числу организационных мероприятий также можно отнести создание на шахте специальных служб: профилактических работ, прогноза горных ударов и внезапных выбросов угля и газа, дегазации и др.

К техническим мероприятиям относятся:

– повышение уровня взрывозащиты электрооборудования (РН, РП, РВ, РО);

– увлажнение угольных пластов;

– дегазация угольных пластов, имеющих природную газоносность более $13 \text{ м}^3/\text{т}$;

– локальный прогноз выброса опасности угольных пластов (для шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа);

– изолированный отвод метана, поступающего из суфляров в горных выработках.

С ростом категории шахты по метану газовый режим ужесточается. Вводятся дополнительные организационные и технические мероприятия, направленные на снижение рисков инцидентов и аварийных ситуаций.

2

ОСНОВЫ ГАЗОВОЙ ДИНАМИКИ ШАХТ

2.1. Общие сведения

Газодинамическими называются процессы выделения и переноса газов в вентиляционных потоках и массиве горных пород и угольных пластов. В горных выработках шахт постоянно происходят процессы выделения различных газов, которые поступают в воздушный поток, рассеиваются в нем и переносятся вплоть до выхода из шахты. Характер и химический состав выделяющихся газов зависит от типа разрабатываемого месторождения и вмещающих пород. В угольных шахтах это в основном метан, оксид углерода (угарный газ), углекислый газ, а также сероводород, оксиды азота, сернистый газ, радон и, что характерно в последнее время, отработавшие газы дизельных двигателей при монорельсовом транспорте.

Процесс переноса зависит от свойств переносимых газов. Так, при переносе легких газов, в частности метана, они скапливаются у кровли выработок, а тяжелых у почвы. Большое влияние на процессы переноса оказывает режим движения воздуха. При ламинарном режиме легкие и тяжелые газы сохраняются около выделяющих их поверхностей длительное время, что способствует созданию так называемых слоевых скоплений. При турбулентном режиме происходит поперечный перенос газов в сечении, что обеспечивает их перемешивание и ликвидацию слоевых скоплений у кровли и почвы. В этом случае повышается эффективность вентиляции как средства обеспечения аэрологической безопасности шахт.

Перенос газов в движущемся потоке может быть молекулярным, т.е. перенос на молекулярном уровне (молекулярная диффу-

зия), турбулентным (турбулентная диффузия) и конвективным, зависящим от скорости движения воздуха.

Интенсивность молекулярной диффузии зависит от свойств диффундирующих газов, градиента их концентрации и интенсивности теплового движения молекул. С увеличением градиента концентрации газа в определенном направлении интенсивность диффузии возрастает в обратном направлении.

2.2. Физические характеристики шахтных газодинамических процессов

Основными физическими характеристиками шахтных газодинамических процессов является интенсивность газовыделения, концентрация газа, газовый поток, коэффициенты диффузии.

Интенсивностью газовыделения называется количество газа, выделяющееся в единицу времени из конкретного источника ($\text{м}^3/\text{мин}$).

Концентрация газа определяет его содержание в воздухе в объемных процентах

$$C = \frac{V_{\Gamma}}{V_{\text{с}}} \cdot 100, \quad (2.1)$$

где V_{Γ} — объем газа в смеси, м^3 ; $V_{\text{с}}$ — объем газозвушной смеси, м^3 .

Между массой и объемной концентрацией газа существует следующая связь

$$C_{\text{м}} = \frac{\rho_{\Gamma}}{\rho_{\text{с}}} \cdot C_{\text{об}}, \quad (2.2)$$

где ρ_{Γ} и $\rho_{\text{с}}$ — соответственно плотность газа и газозвушной смеси $\text{кг}/\text{м}^3$; $C_{\text{об}}$ — объемная концентрация газа.

Расход газа через 1 м^2 площади, перпендикулярной к направлению скорости потока, называется газовым потоком ($\text{м}^3/\text{с м}^2$).

Различают следующие виды газовых потоков — молекулярный, конвективный и турбулентный. Молекулярный поток пропорционален градиенту концентрации газа и коэффициенту молекулярной диффузии

$$j_{\text{м}} = -D_{\text{м}} \cdot \text{grad}C. \quad (2.3)$$

Компоненты молекулярного потока по осям координат в трехмерном пространстве имеют вид

$$j_{mx} = -D_m \frac{\partial c}{\partial x}, \quad j_{my} = -D_m \frac{\partial c}{\partial y}, \quad j_{mz} = -D_m \frac{\partial c}{\partial z}. \quad (2.4)$$

Формулы (2.4) являются аналитическим выражением первого закона Фика.

Диффузионный поток газа всегда направлен в стороны уменьшения его концентрации, а градиент — в сторону ее увеличения. Из первого закона Фика следует, что коэффициент молекулярной диффузии не зависит от направления потока, т.е. $D_{mx} = D_{my} = D_{mz}$. Согласно кинетической теории газов он определяется по формуле

$$D_m = \frac{1}{3} l \cdot V_m, \quad (2.5)$$

где l — свободная длина пробега молекул, м; V_m — средняя скорость теплового движения молекул, м/с.

Значения коэффициентов молекулярной диффузии для некоторых газов представлены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Значения коэффициентов молекулярной диффузии для различных газов

Наименование газа	Температура, °С	Коэффициент молекулярной диффузии, см ² /с
Аммиак в воздухе	0	0,217
Бензол в воздухе	0	0,750
Водород в воздухе	0	0,625
Метан в воздухе	— — 0	0,196
Оксид углерода в воздухе	0	0,129—0,138
Углекислый газ в воздухе		0,142
Углекислый газ в метане		0,146

Конвективный перенос газа осуществляется движущимся воздухом, вследствие чего направление конвективного потока совпадает с направлением средней скорости потока в точке. Если взять плоскость, перпендикулярную к направлению средней скорости потока V_c , то расход воздуха через единицу площади выразится в виде

$$Q = V_c \cdot 1 = V_c. \quad (2.6)$$

Если концентрация газа в воздухе равна C , то вместе с воздухом через единичную площадку будет перемещаться газовый поток

$$j_k = C \cdot V_c \quad (2.7)$$

В трехмерных координатах компоненты конвективного потока по осям имеют вид

$$j_{xx} = CV_{cx}, j_{xy} = CV_{cy}, j_{xz} = CV_{cz} \quad (2.8)$$

где V_{cx}, V_{cy}, V_{cz} — компоненты средней скорости потока по осям x, y, z .

Общее уравнение конвективной диффузии имеет вид

$$\frac{\partial c_m}{\partial t} + \frac{\partial c_m V_x}{\partial x} + \frac{\partial c_m V_y}{\partial y} + \frac{\partial c_m V_z}{\partial z} = 0; \quad (2.9)$$

$$c_m = c_c + c_n,$$

$$V_x = V_{cx} + V_{nx}, V_y = V_{cy} + V_{ny}, V_z = V_{cz} + V_{nz},$$

где c_m — мгновенное значение концентрации газа; V_x, V_y, V_z — мгновенные значения компонент скорости движения воздуха; c_c — средняя концентрация газа; V_{cx}, V_{cy}, V_{cz} — средние значения компонент скорости движения воздуха; V_{nx}, V_{ny}, V_{nz} — пульсационные составляющие скорости движения воздуха; c_n — пульсационная концентрация газа; t — время.

Коэффициент турбулентной диффузии характеризует рассеивание газа в потоке за счет турбулентных пульсаций. Как показывает практика, на процесс распределения газа в выработке существенное влияние оказывает неравномерность распределения скоростей движения воздуха в ее поперечном сечении. Частицы газа у поверхности выработки движутся медленнее, чем в средней части сечения за счет сопротивления трения. В результате происходит растяжение объемов газа вдоль выработки, т.е. градиентная диффузия, которая пропорциональна разности скорости потока в конкретной точке и его средней скорости. Так как эта разность во много раз больше пульсационной скорости в точке, определяющей турбулентную диффузию, градиентная диффузия имеет большую интенсивность, чем турбулентная. Градиентная и турбулентная диффузии в продольном направлении налагаются друг на друга, и их совокупное воздействие характеризуется эффективным коэффициентом продольной диффузии $D_{эф}$. Величина этого коэффициента зависит от шероховатости стенок горных выработок, поперечных размеров и скорости движения воздуха. От коэффициента $D_{эф}$ зависит суммарный турбулентный газовый поток, определяемый по формуле

$$I = -SD_{\text{эф}} \frac{dc_c}{dx} = -SD_{\text{эф}} \frac{dc_c}{dx}, \quad (2.10)$$

где S — площадь поперечного сечения потока; c_c — средняя концентрация газа в поперечном сечении; x — продольная координата.

Турбулентный поток характеризуется градиентом концентрации газа и эмпирическим коэффициентом пропорциональности D_T называемым коэффициентом турбулентной диффузии

$$j_T = -D_T \cdot \text{grad}C. \quad (2.11)$$

Компоненты турбулентного потока по осям координат имеют вид

$$j_{Tx} = -D_{Tx} \frac{\partial c}{\partial x}, \quad j_{Ty} = -D_{Ty} \frac{\partial c}{\partial y}, \quad j_{Tz} = -D_{Tz} \frac{\partial c}{\partial z}. \quad (2.12)$$

В данных уравнениях $D_{Tx} \neq D_{Ty} \pm D_{Tz}$.

2.3. Стационарные и нестационарные газодинамические процессы

Стационарными называются газодинамические процессы, характеристики которых постоянны во времени. Стационарные процессы газопереноса имеют место при постоянстве вентиляционного и интенсивности газовыделения.

Нестационарными называются газодинамические процессы, характеристики которых изменяются во времени. Нестационарные газодинамические процессы могут возникать при изменяющейся интенсивности газовыделения, увеличении или уменьшении скорости воздуха, при производстве взрывных работ, обрушении кровли в выработанном пространстве (посадка лавы), остановка вентиляции, аварийный режим проветривания и других ситуациях (рис. 2.1).

Если же на пути движения воздуха будут встречаться зоны и полости, из которых газ ранее не вымывался при меньшем расходе воздуха, то при его увеличении вначале произойдет кратковременное повышение концентрации метана, а уже затем ее снижение и наоборот (рис. 2.2).

Как видно на рис. 2.2 между режимами проветривания забоя, да и после изменения количества подаваемого воздуха (I и III) есть некий переходный режим в новое состояние аэрогазовой ситуации шахтной атмосферы (II).

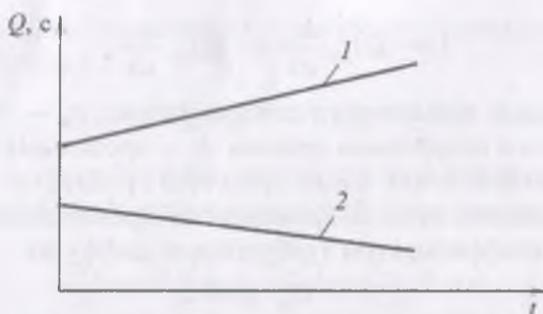


Рис. 2.1. Изменения во времени расхода воздуха (1) и концентрации метана на исходящей струе при отсутствии газа в труднопроветриваемых зонах

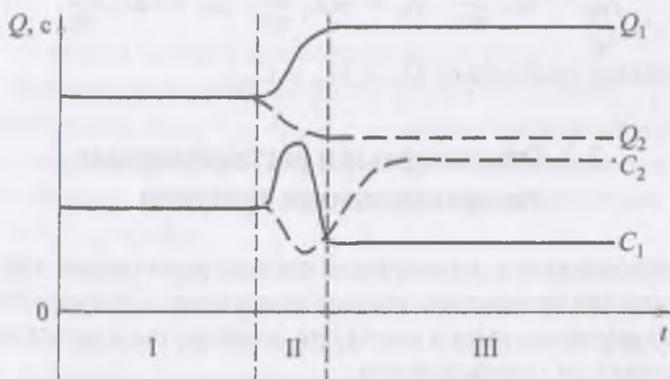


Рис. 2.2. Характер изменения концентрации метана при увеличении (Q_1, C_1) и при уменьшении расхода воздуха (Q_2, C_2) при наличии скоплений газа в труднопроветриваемых зонах. Зона II соответствует переходному газодинамическому процессу

Данный отрезок времени характеризует переходный газодинамический процесс, при котором его течение переходит из одного стационарного состояния в другое. Существенное влияние на характер переходного процесса оказывает темп изменения количества воздуха в выработках. При плавном регулировании можно добиться полного исключения резкого увеличения концентрации газа независимо от глубины регулирования. Поскольку в шахте варьировать расходом воздуха достаточно сложно, так как главный вентилятор имеет стабильную производительность, необходимо изыскивать способы управления выделением метана в атмосферу из угольных пластов и особенно отбитого угля, которые в настоящее время являются главными источниками газа.

В практике работы современных шахт с одним, максимум с двумя высокопроизводительными очистными забоями переходные газодинамические процессы происходят постоянно, ввиду резких колебаний дебита газа из отбитого угля при относительном постоянстве количества подаваемого воздуха за счет общешахтной депрессии.

Технологический цикл при работе современных угледобывающих комплексов предусматривает челноковую схему работы комбайна в очистном забое, что сопровождается колебаниями массы отбитого угля от нуля до 40—50 тонн при каждом проходе вдоль лавы в течение 30—40 минут. Таким образом, можно предположить, что переходный газодинамический процесс в механизированных лавах идет постоянно за исключением остановок комбайна и ремонтных смен. Соответственно наиболее неблагоприятная аэрогазовая ситуация складывается при положении комбайна в крайней верхней точке лавы, когда забойный конвейер полностью загружен углем.

2.4. Определение коэффициента неравномерности газовыделения. Закон распределения

Газовыделение из любого источника является случайной величиной и не имеет постоянных значений во времени. На уровень дебита метана влияет время обнажения массива, скорость продвижения очистного или подготовительного забоя, интенсивность работы комбайна, схема вентиляции и др. Это приводит к необходимости описывать данный процесс методами математической статистики и теории вероятностей.

Основой для подобных расчетов являются результаты газовой съемки в различных точках выемочного участка шахты, где через различные интервалы времени замеряются скорость движения воздуха, концентрация метана и его дебит. По каждому из показателей находится среднее значение по формулам

$$V_{\text{ср}} = \frac{V_1 + V_2 + \dots + V_n}{n}; \quad (2.13)$$

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + \dots + C_n}{n}; \quad (2.14)$$

$$I_{\text{ср}} = \frac{I_1 + I_2 + \dots + I_n}{n}. \quad (2.15)$$

Объем выборки зависит от желаемой точности получаемых результатов, однако минимальный период замеров не должен быть менее одной смены с частотой замеров 4—5 в час.

По результатам проведенных измерений определяется закон распределения случайной величины, под которым понимается функция, связывающая значение данной величины с вероятностью ее появления.

В газовой динамике в качестве случайной величины принимается разность между ее фактическим значением в данный момент и математическим ожиданием, равным среднему значению измеряемой величины при достаточно большом числе измерений.

Для примера рассмотрим числовой ряд значений концентрации метана при стационарном газодинамическом процессе, замеренных на исходящей струе очистного забоя (рис. 2.3).

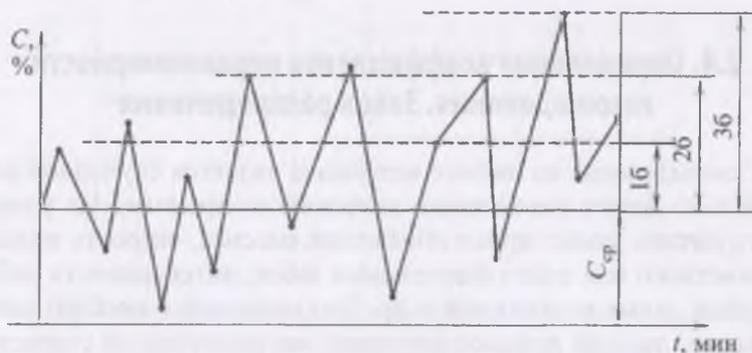


Рис. 2.3. Характер изменения концентрации метана в исходящей струе очистного забоя во времени

Определим для этого процесса все отклонения ΔC мгновенных значений концентрации газа от их среднего значения и разделим их на группы в зависимости от величины отклонения $\Delta C_1 = (0 — 0,10) \%$, $\Delta C_2 = (0,1 — 0,2) \%$ и т.д. Построим график, где на оси абсцисс отложим величину отклонений со своим знаком, а на оси ординат — частоту их появлений (рис. 2.4).

Кривая, построенная на основе данной гистограммы, характеризует плотность вероятности отклонений измеряемой величины от ее среднего значения и представляет собой графическое выражение закона распределения ΔC .

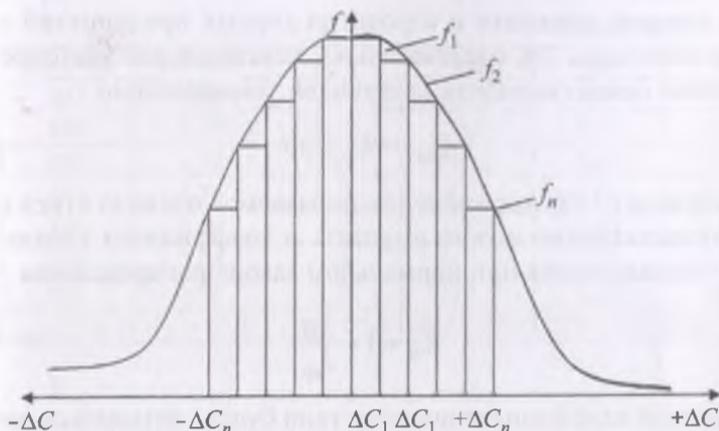


Рис. 2.4. Распределение отклонений значений концентрации газа от ее математического ожидания:

f_1, f_2, \dots, f_n — частота появления отклонений соответственно $\Delta C, \Delta C_1, \Delta C_2$

Процессы метановыделения в угольных шахтах подчиняются нормальному закону распределения, описываемому кривой Гаусса, уравнение которой имеет вид

$$f = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\Delta C}{\sigma}\right)^2\right], \quad (2.16)$$

где f — плотность вероятности отклонений; σ — среднее квадратическое отклонение

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\Delta C_i)^2}, \quad (2.17)$$

где N — общее число измерений; i — номер измерения.

Среднее квадратическое отклонение представляет собой средний уровень отклонения фактического газовыделения от его среднего значения. Как видно из рис. 2.3, фактические значения абсолютной газобильности значительно превышают ее среднее значение. Для того чтобы правильно рассчитать необходимое количество воздуха, необходимо к среднему значению газовыделения прибавить одно, два или три среднее квадратических отклонения, что зависит от желаемой вероятности конечного результата. Если прибавить 1σ , то вероятность, гарантирующая достаточное количество воздуха, подаваемого в выработку, составит 0,66, если 2σ , то соответственно — 0,95 и если 3σ , то — 0,995.

В газовой динамике и аэрологии горных предприятий считается достаточным 3σ , следовательно, максимальное значение газовой выделенности можно выразить следующей зависимостью

$$I_{\max} = I_{\text{ср}} + 3\sigma. \quad (2.18)$$

Формула (2.18) выражает так называемое правило «трех сигм».

Соответственно можно выразить и коэффициент неравномерности газовой выделенности при нормальном законе распределения

$$K_n = 1 + \frac{3\sigma}{I_{\text{ср}}}. \quad (2.19)$$

Данный коэффициент впоследствии будет учитываться при расчете количества воздуха, необходимого для проветривания шахты.

Неравномерность газовой выделенности уменьшается при увеличении абсолютной газообильности выемочного участка. Это связано с тем, что величина среднеквадратического отклонения σ в значительной степени зависит от характера производственных процессов. В результате с увеличением интенсивности газовой выделенности числитель дроби в формуле (2.19) растет медленнее, чем знаменатель, т.е. уменьшаются отклонения дебита газа относительно его средних значений. Также коэффициент неравномерности будет уменьшаться при переходе от отдельного забоя к шахте в целом. Зависимость коэффициента неравномерности от абсолютной газообильности источника представлена на рис. 2.5.

Для расчета коэффициента неравномерности газовой выделенности необходимо провести газовую съемку в шахте и замерить на исходящей струе очистного или подготовительного забоя количество воздуха, концентрацию метана и абсолютную газообильность.

Для примера рассмотрим результаты газовой съемки на исходящей струе выемочного участка, где работает очистной механизированный комплекс (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Результаты газовой съемки на исходящей струе выемочного участка шахты

№ п/п	Q, м³/мин	I, м³/мин	C, %	ΔQ_2	ΔI_2	ΔC_2
1	810	3,24	0,4	132,2	13,46	0,193
2	790	4,74	0,6	992,2	4,71	0,057
3	820	9,02	1,1	2,25	4,45	0,067

№ п/п	Q, м³/мин	I, м³/мин	C, %	ΔQ_2	ΔI_2	ΔC_2
4	825	9,9	1,2	12,25	8,94	0,129
5	830	7,47	0,9	72,2	0,31	0,003
6	840	6,72	0,8	342,2	0,03	0,001
7	815	5,70	0,7	42,2	1,46	0,019
8	830	6,64	0,8	72,2	0,07	0,001
9	850	7,65	0,9	812,2	0,55	0,003
10	805	8,05	1,0	272,2	1,30	0,026
	$Q_{\text{ср}} = 821,5$	$I_{\text{ср}} = 6,91$	$C_{\text{ср}} = 0,84$	$\Sigma \Delta Q^2 = 2752$	$\Sigma \Delta I^2 = 35,28$	$\Sigma \Delta C^2 = 0,383$

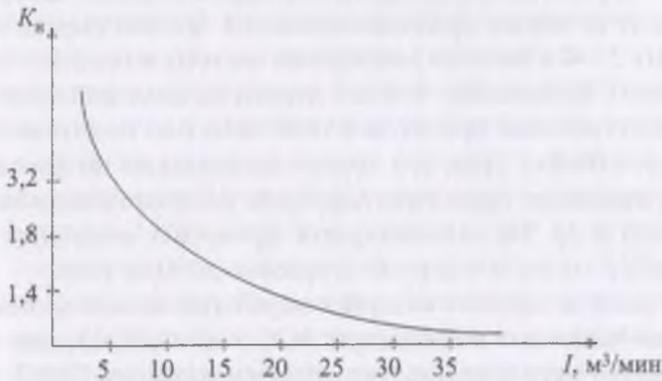


Рис. 2.5. Зависимость коэффициента неравномерности газовыделения от среднего значения абсолютной газообильности участка

На основании данных табл. 2.2 можно рассчитать среднеквадратические отклонения и коэффициент неравномерности по каждой величине.

$$\sigma_Q = \sqrt{\frac{\sum (\Delta Q)^2}{n}} = \sqrt{\frac{2752}{10}} = 16,5; \quad (2.20)$$

$$\sigma_I = \sqrt{\frac{\sum (\Delta I)^2}{n}} = \sqrt{\frac{35,28}{10}} = 1,87; \quad (2.21)$$

$$\sigma_C = \sqrt{\frac{\sum (\Delta C)^2}{n}} = \sqrt{\frac{0,382}{10}} = 0,195; \quad (2.22)$$

$$K_{H(Q)} = 1 + \frac{3 \cdot 16,5}{821,5} = 1,06; \quad (2.23)$$

$$K_{H(I)} = 1 + \frac{3 \cdot 1,87}{6,91} = 1,81; \quad (2.24)$$

$$K_{H(C)} = 1 + \frac{3 \cdot 0,195}{0,84} = 1,67. \quad (2.25)$$

Для проведения экспериментальных замеров в шахтных условиях необходимо выбрать точки вентиляционной сети, в которых требуется определить коэффициент неравномерности газовыделения, т.е. исходящую струю очистного или подготовительного забоя, выемочного участка, крыла шахты или шахты в целом. Частота замеров зависит от общей продолжительности газовой съемки и может составлять 2—4 в час (при повышении частоты возрастает точность результатов). Желательно, чтобы в период наблюдений проводились все технологические процессы в очистном или подготовительном забое, т.е. отбойка угля, его транспортирование по конвейерной цепочке, взрывание (если предусмотрено паспортом ведение взрывных работ) и др. Не рекомендуется проводить подобные замеры в ремонтные смены и в период остановок добычи угля.

Для замеров скорости воздуха в выработках используются крыльчатые или чашечные анемометры АСО-3 или МС-13, для замеров концентрации метана используются газоанализаторы ШИ-7, ШИ-10, ШИ-11 и др., а также данные автоматического контроля, которым в соответствии с Правилами безопасности в угольных шахтах оборудованы все газовые шахты Российской Федерации. Все данные заносятся в журнал с указанием места замера, времени и протекающих при этом технологических процессов и хранятся на одном из электронных носителей. Рассчитанные значения коэффициента неравномерности газовыделения в дальнейшем участвуют в расчете количества воздуха для очистного забоя, участка и шахты в целом.

Неравномерность газовыделения уменьшается также и при сложении потоков газозадушной смеси от разных источников в результате наложения колебаний дебитов газа на общий поток. Поэтому неравномерность газовыделения по шахте в целом всегда меньше, чем по отдельным забоям и составляет, как правило, не более 10—15%.

Важное значение имеет обоснование числа измерений при определении среднеквадратичного отклонения измеряемых величин. Для оценки среднеквадратичной погрешности измерения используется формула

$$\delta_n = \delta' \sqrt{n}, \quad (2.26)$$

где δ' — среднеквадратическая погрешность одного измерения (дается в паспорте прибора); n — число измерений.

Однако надо иметь в виду, что чем меньше значение измеряемой величины, тем больше требуется делать измерений, чтобы обеспечить требуемую точность.

2.5. Слоевые газовые скопления в горных выработках

Слоевое скопление представляет собой газовоздушную смесь с относительно высоким содержанием определенного газа в виде слоя, длина которого значительно превосходит поперечные размеры выработки. В условиях угольных шахт наиболее часто имеют место слоевые скопления метана у кровли выработок, которые не удаляются вентиляционной струей. Протяженность таких скоплений может достигать сотни метров, а толщина слоя зависит от типа крепи в подкровельной зоне и может составить 20—25% высоты выработки. Газы, плотность которых больше плотности воздуха, создают слоевые скопления у почвы выработок, к которым, в частности, относится углекислый газ, однако данное явление встречается значительно реже.

Главное условие образования слоевых скоплений метана в кровле выработок — это высокая интенсивность газовыделения и малая скорость движения воздуха.

При образовании слоевых скоплений градиенты скоростей движения воздуха уменьшаются, что приводит к ослаблению турбулентности в пределах слоя, уменьшению переноса газа от кровли в поток и накоплению его в подкровельном пространстве.

В формировании слоевого скопления существенная роль принадлежит газообмену с основным потоком. Интенсификация его приводит либо к сокращению скопления, либо к его полной ликвидации. В процессе исследований слоевых скоплений метана был получен ряд критериев для оценки возможности образования слоевых скоплений. При конструировании критериев исходят из усредненных характеристик как воздушного потока в выработке, так и в процессе диффузии. Абсолютное увеличение концентрации метана в слоевом скоплении больше, чем в основном потоке, что указы-

васт на уменьшение диффузии газа из слоевого скопления в основной поток. В ряде случаев увеличением скорости движения воздуха разрушить слоевые скопления газов невозможно или необходимое увеличение скорости не может быть получено. Тогда для разрушения слоевых скоплений следует применять дополнительные меры, большая часть которых основана на местном увеличении скорости движения воздуха у слоевого скопления.

Зоны концентрации газа при наличии слоевого скопления имеют вид, представленный на рис. 2.6.

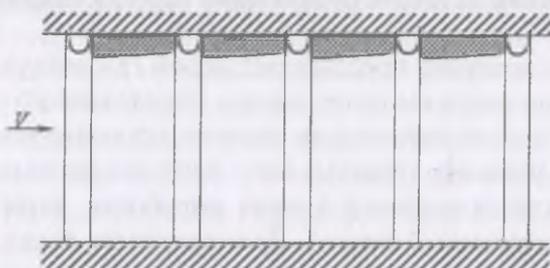


Рис. 2.6. Слойные скопления метана в подкровельном пространстве горной выработки, закрепленной арочной металлической крепью

Слойное скопление, растянутое по длине выработки, представляет опасность с точки зрения ее загазирования и возможности взрыва метановоздушной смеси, в связи с чем оно должно быть немедленно ликвидировано. Одним из путей ликвидации слоевого скопления является увеличение скорости воздуха в выработке до 1—1,5 м/с. При невозможности увеличения скорости воздуха используются взвихрывающие щитки, воздухопроводы местного проветривания или воздухопроводы со сжатым воздухом (рис. 2.7).

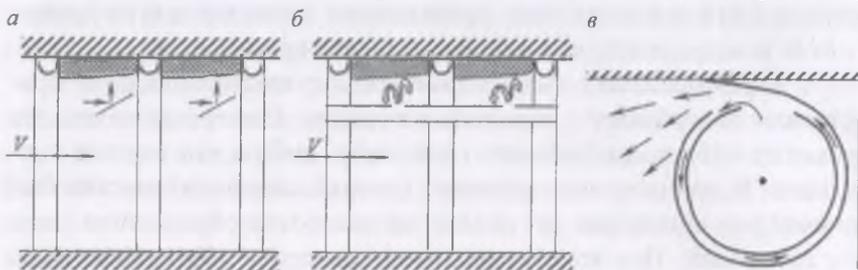


Рис. 2.7. Способы ликвидации слоевых скоплений метана в кровле горных выработок путем установки отражающих щитков (а), подачи воздушных (б) и взвихрывающих струй (в)

Из воздухопровода через специальные отверстия на определенном расстоянии друг от друга выпускается сжатый воздух в виде обычных или закрученных струй, которые разбавляют и удаляют газ из слоевого скопления.

В заключение заметим, что в связи с применением анкерного крепления горных выработок вероятность образования слоевых скоплений метана практически сведена к нулю, однако в очистных забоях условия для их образования по-прежнему сохраняются.

3

ПРОЦЕССЫ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В ШАХТАХ

3.1. Газовыделение с обнаженной поверхности угольного пласта

Газовыделение с обнаженной поверхности угольного пласта формируется за счет разности давлений на поверхности обнажения и в массиве. Интенсивность газовыделения тем больше, чем больше разность этих давлений, а также больше газопроницаемость пласта в направлении фильтрации метана. В этом плане, важное значение имеет взаимная ориентация плоскости обнажения и системы наиболее проводящих трещин. В угольном пласте, представляющим собой трещиновато-пористую среду, наиболее проводящими являются трещины напластования, коэффициент газопроницаемости которых на один-два порядка выше, чем у трещин, расположенных перпендикулярно. Если в пласте вскрыты именно эти трещины, то газовыделение из массива будет наиболее интенсивным с шипением выходящего газа и может продолжаться несколько суток (рис. 3.1).

Продолжительность периода после обнажения массива, по истечении которого выделение газа с обнаженной поверхности прекращается, называется периодом дренирования. Учитывая, что газопроницаемость угольных пластов в среднем низкая, зона дренирования угольного пласта в течение неограниченного промежутка времени может составить 30—40 м.

В очистных забоях при комбайновой выемке угольного пласта с интервалом повторного обнажения одного и того же участка пласта в лаве 30—40 минут размер зоны дренирования не успевает

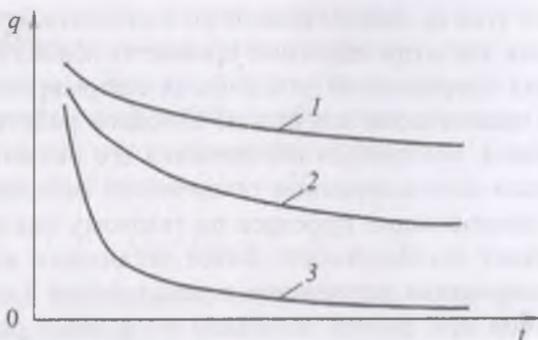


Рис. 3.1. Газовыделение с обнаженной поверхности пласта с высокой (1), средней (2) и низкой (3) газопроницаемостью

достичь даже ширины захвата комбайна (0,9 м) и практически движется в направлении на массив с постоянной газоносностью, которая сформировалась к началу работы лавы. Несколько большие значения этой зоны могут быть после ремонтных смен или выходных дней. Следует заметить, что газовыделение в скважины тоже относится к этой категории так они создают поверхности обнажения в толще пласта.

3.2. Газовыделение из отбитого угля

Процесс газовыделения из отбитого угля с физической точки зрения аналогичен процессу газовыделения с обнаженной поверхности угольного массива и имеет лишь количественные отличия. Ввиду небольших размеров кусков угля, отторгаемого от массива исполнительным органом комбайна, его газоотдача происходит значительно быстрее и в целом зависит от гранулометрического состава угольной массы и газоносности в момент отбойки. В настоящее время ввиду большой производительности очистных механизированных комплектов данный источник газовыделения является основным в общем газовом балансе шахты, вокруг которого должна строиться вся система управления аэрогазовой ситуацией при ведении угледобычи подземным способом.

Для более наглядного представления рассмотрим процесс газовыделения из отбитого угля при работе комбайна по челноковой схеме в лаве № 24—57 шахты им. С.М. Кирова ОАО СУЭК-Кузбасс, как наиболее характерный для современных высокотехнологичных шахт. В зависимости от фазы технологического цикла работы комбайна

масса отбитого угля на лавном конвейере колеблется от 0 до 40 тонн как при прямом, так и при обратном проходе комбайна вдоль лавы.

Тенденции современной угледобычи сформировались таким образом, что практически все шахты Кузбасса работают с одним очистным забоем, что требует обеспечения его ритмичной работы с максимальным использованием технических возможностей оборудования и минимизации простоев по газовому фактору. В связи с этим возникает необходимость более детального исследования условий формирования источников газовыделения в пространство очистного забоя при работе комбайна на разных режимах. Как показывает практика, основным источником выделения метана в очистной забой является отбитый уголь, доленое участие которого в газовом балансе участка прямо пропорционально скорости продвижения линии очистного забоя. При современных длинах лав от 250 до 400 м масса угля на забойном конвейере при его полной загрузке может достигать от 30 до 40 тонн, что создает условия для интенсивного выделения метана из свежееотбитой угольной массы в очистной забой и следовательно требует подачи дополнительного количества воздуха для поддержания его концентрации менее 1%.

Подобная ситуация чередуется с периодами, когда отбитый уголь на лавном конвейере отсутствует, что наблюдается либо в начале выемочного цикла, либо когда комбайн не ведет отбойку угля (ремонтная смена). Периодически повторяющаяся неравномерность выделения метана в очистной забой создает определенные трудности в управлении газовыделением на выемочном участке, а зачастую приводит к автоматическому отключению электроэнергии и связанными с этим простоями. С другой стороны, вентиляционный режим участка и шахты в целом не может обеспечить гибкое регулирование подачи воздуха в лаву синхронно с колебаниями ее газообильности, максимальные значения которой повторяются с каждым циклом до 5—6 раз в смену.

Ориентировочно объем газа, выделившегося из отбитого угля за один проход комбайна, может быть рассчитан из выражения

$$Q = (X_0 - X_{\text{ост}}) \cdot L \cdot m d \gamma, \text{ м}^3, \quad (3.1)$$

где X_0 — газоносность угля в краевой части пласта, $\text{м}^3/\text{т}$; $X_{\text{ост}}$ — остаточная газоносность отбитого угля на выходе из очистного забоя, $\text{м}^3/\text{т}$; L — длина лавы, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; d — ширина захвата комбайна, м; γ — плотность угля в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$.

Общая масса угля, отторгаемого от массива исполнительным органом комбайна, распределяется во времени, затраченном на один проход вдоль лавы. В связи с этим для оценки объема газа, выделяющегося в очистной забой, необходимо учитывать, только тот уголь, который находится на лавном конвейере. Этот объем может быть вычислен по формуле

$$Q_1 = (X_0 - X_{\text{ост}}) \cdot l_k \cdot M, \quad (3.2)$$

где l_k — длина загруженной части конвейера, м; M — масса угля на 1 м длины конвейера, т.

Как видно из формулы (3.2), количество газа, выделившегося из отбитого угля при прямом ходе комбайна, линейно зависит от его удаления от начала движения и достигает максимума при подходе к противоположному концу лавы (рис. 3.2). Пропорционально этому изменяется дебит метана в лаву и его концентрация.

При обратном ходе комбайна газообильность очистного забоя формируется более сложным образом, так как и комбайн и уголь на конвейере движутся в одном направлении, при этом длина грузовой ветви конвейера постоянно сокращается. В этом случае максимальное выделение газа из отбитого угля будет соответствовать положению комбайна на расстоянии от верхней точки лавы, определяемом по формуле

$$l = L \frac{V_{\text{ком}}}{V_{\text{кон}}}, \quad (3.3)$$

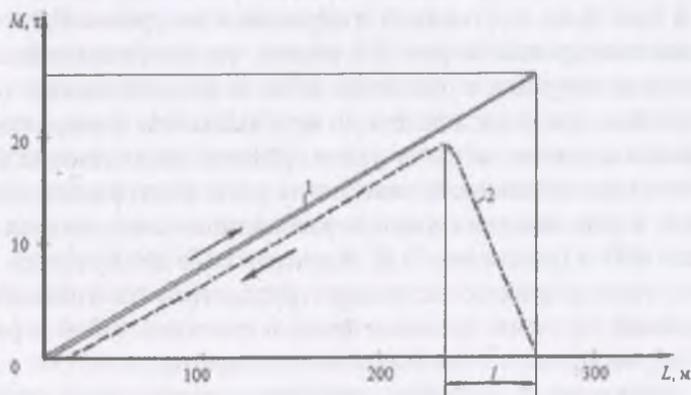


Рис. 3.2. Накопление массы отбитого угля на лавном конвейере при прямом (1) и обратном (2) ходе комбайна в пределах технологического цикла

где L — длина лавы, м; $V_{\text{ком}}$ — скорость движения комбайна, м/с; $V_{\text{кон}}$ — скорость движения цепи конвейера, м/с.

После прохождения зоны максимума газовыделение из отбитого угля сокращается до минимума по достижении комбайном нижней точки лавы.

Приведенные результаты были получены по наблюдениям в лаве 24—57 шахты им. С.М. Кирова СУЭК-Кузбасс при отработке пласта «Болдыревского». Лава оборудована комбайном Джой SL 300, крепью RS 2400—650, забойным конвейером AFG — 38/800/1500 и ленточным конвейером 4ЛЛ-1200—2 П.ТС. Лава имела нисходящее проветривание с количеством воздуха на входящей струе 1345 м³/мин по возвраточной схеме. На исходящей струе лавы количество воздуха составляло 954 м³/мин. Наблюдения проводились в добычную смену работы комбайна, который перемещался вдоль лавы по челноковой схеме, затрачивая на каждый цикл в среднем до 50 минут. По мере наращивания угольной массы на лавном конвейере возрастало и газовыделение из нее, которое рассчитывалось по формуле (3.1) и одновременно замерялось на исходящей струе лавы с интервалом пять минут. Замеры проводились без остановок комбайна за время цикла, либо кратковременными остановками, если концентрация метана на исходящей струе превышала 1%. В начале выемочного цикла концентрация метана составляла 0,2%, что соответствовало абсолютной газообильности 1,9 м³/мин, в конце прямого хода комбайна эти значения составляли соответственно 0,8% и 7,63 м³/мин. В ремонтную смену концентрация метана в лаве была постоянной и держалась на уровне 0,2—0,3%.

Сравнивая кривые на рис. 3.2, видим, что наиболее неблагоприятная газовая ситуация в очистном забое складывается при прямом ходе комбайна, когда он доходит до верхней точки лавы, а конвейер имеет максимальную загрузку углем. Данное соотношение кривых абсолютной газообильности очистного забоя повторяется при каждом цикле и усиливается с увеличением длины лавы, которая может достигать 400 м (шахта им. В.Д. Ялевского, СУЭК-Кузбасс).

Полученные данные заставляют рассматривать отбитый уголь как основной источник газовыделения в очистной забой и разрабатывать мероприятия по снижению его интенсивности.

В сложившихся условиях, принимая во внимание тенденции усложнения азрогазовой проблемы шахт с высокопроизводительными очистными забоями, возникает необходимость и целесообразность

организации более гибкого управления газовыделением в течение всего технологического цикла разрушения и перемещения угольной массы. Особое внимание следует уделять моментам, приуроченным к максимальному газовыделению в атмосферу очистного забоя и принимать корректирующие воздействия до наступления критического значения концентрации метана. В условиях, когда угольный пласт не дегазирован или дегазирован недостаточно, в качестве дополнительного способа сдерживания роста газообильности забоя целесообразно использовать комплекс организационно-технических мероприятий, включающих кратковременные технологические паузы работы комбайна или уменьшение его скорости движения, что автоматически приводит к быстрому снижению массы отбитого угля и полному освобождению конвейера в течение 2—3 минут, а, следовательно, и к снижению газообильности очистного забоя. Технологические паузы работы комбайна необходимо использовать при приближении концентрации метана на исходящей струе лавы к критическим значениям в 1%.

Структура технологических пауз может иметь два характерных периода. Первый период — это остановка комбайна и спуск отбитого угля с конвейера на перегружатель (отрезки времени t_1 на рис 3.3, составляющие ориентировочно 1—2 минуты в зависимости от того, сколько метров прошел комбайн по лаве и скорости движения конвейера). Второй период (отрезки времени t_2) характеризуется отсутствием угля на конвейере при остановке комбайна, продолжительность которого зависит от газовой ситуации в лаве, но с учетом количества подаваемого воздуха и его скорости он может длиться не более пяти минут.

По окончании паузы и включении комбайна начинается заполнение углем порожней ветви конвейера, что сопровождается увеличением массы отбитого угля и, соответственно, возобновлением газовыделения из него в очистной забой (отрезок t_3). Однако следует отметить, что темпы роста угольной массы на лавном конвейере и концентрации выделяющегося из нее метана является различными, причем последние происходит намного медленнее первого и может составить 7—8 минут против 2—3 минут.

Данное обстоятельство можно рассматривать как определенный резерв в обеспечении нормализации аэрогазовой ситуации в очистном забое. Подобное соотношение будет соблюдаться при каждой технологической паузе, которых за один технологический цикл работы комбайна может потребоваться, как показывает практика, не более двух.

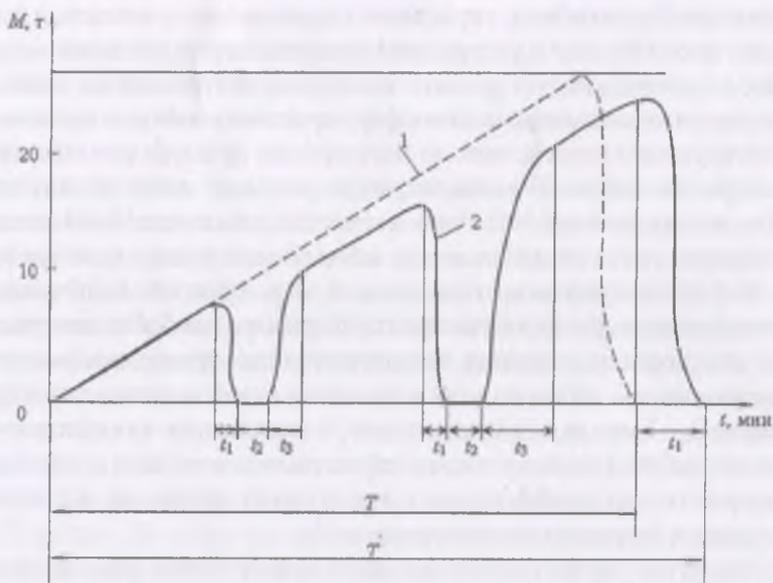


Рис. 3.3. Изменение массы отбитого угля, поступающего на лавный конвейер во время первой фазы технологического цикла при непрерывной работе комбайна (1) и при технологических паузах (2) t_1 — время схода отбитого угля с конвейера после остановки комбайна, t_2 — время паузы в работе комбайна, t_3 — время повторного заполнения конвейера углем. T' и T — полное время цикла с технологическими паузами и без них

Общий баланс времени, затраченного на технологические паузы, составит

$$T = \sum_{i=1}^n t_{1i} + \sum_{i=1}^n t_{2i}, \quad (3.4)$$

где $\sum_{i=1}^n t_{1i}$ — сумма отрезков времени, затраченного на освобождение конвейерного става от угля; $\sum_{i=1}^n t_{2i}$ — то же при полном прекращении работы механизмов.

В реальных условиях время прямого хода комбайна с учетом технологических пауз при типовой длине лавы 250 м может составить до 30 минут, включая время пауз. Если же отключение электропитания участка происходит автоматическими средствами контроля шахтной атмосферы, то в этом случае вынужденные простои могут достигать получаса и более. При обратном ходе комбайна необ-

ходимость в остановках, как правило, не возникает в связи с тем, что грузовая ветвь лавного конвейера не имеет полной загрузки и постоянно сокращается по мере перемещения комбайна в направлении конвейерного штрека.

Рассматривая отбитый уголь как основной источник газа в очистной забой, необходимо отметить также и то, что на скорость метановыделения из угля будет влиять и его гранулометрический состав. В частности, за время нахождения на конвейерной линии участка фракция угля 50 мм отдает до 50% метана. Более мелкие фракции могут дегазироваться до 70—80%. Данный фактор также должен учитываться при разработке мероприятий по управлению газовыделением из отбитого угля в забоях с использованием высоко-механизированных выемочных комплексов нового поколения.

В контексте решения проблемы исследования газовыделения из отбитого угля необходимо также рассматривать динамику газоотдачи из отбитого угля за пределами очистного забоя, когда уголь поступил на ленточный конвейер на конвейерном штреке. Учитывая большую протяженность транспортных выработок, примыкающих к очистному забою, необходимо исходить из того, что они имеют свою специфику формирования дебита газа в атмосферу из транспортируемой угольной массы во времени и пространстве и тесно связаны с технологическими операциями в очистном забое.

Особенности технологии механизированной отработки угольных пластов, как отмечалось выше, создают неравномерный характер поступления горной массы в пространство очистного забоя с резкими перепадами от максимума до нуля в пределах 20—25 минут. Соответственно формируется дебит метана, напрямую зависящий от объема отбитого угля с той же неравномерностью в пределах технологического цикла. Скачкообразный характер содержания метана в атмосфере очистного забоя затрудняет процесс контроля азрогазовой ситуацией, как в автоматическом, так и в ручном режиме. Часто повторяющиеся срабатывания приборов автоматического газового контроля по отключению питания забойных механизмов провоцируют горнорабочих на сознательное снижение порога чувствительности аппаратуры, что может повлечь аварийную ситуацию. Между тем повторное включение требует достаточно много времени на согласование и может занимать до 20—30 минут.

Совершенно очевидно, что важнейшим фактором, влияющим на улучшение азрогазовой остановки в очистном забое, явля-

ется газоносность пласта в призабойной зоне, снижение которой достигается путем качественно проведенной дегазации. Поскольку на практике заданные в нормативных документах значения остаточной газоносности пластов достигаются не всегда, возникает вынужденная необходимость искусственного ограничения производительности комбайна по так называемому «газовому фактору», что экономически нецелесообразно.

В практике работы очистных бригад угольных шахт при приближении концентрации метана на исходящей струе лавы к 1%, производится остановка комбайна на несколько минут, пока уголь спускается с конвейера на перегружатель и восстанавливается нормальный режим проветривания. Данный прием в некоторой степени решает проблему и не требует много времени, так как с учетом скорости движения лавного конвейера его освобождение от угля происходит максимум за три минуты, тем более, что за один проход комбайна требуется, как правило, не более двух таких остановок в зависимости от длины лавы.

Рассматривая аэрогазовую ситуацию в целом на выемочном участке, целесообразно рассматривать два его основных объекта — очистной забой и конвейерных штрек. Каждый из них имеет свою специфику формирования газопритока в атмосферу из отбитого угля во времени и пространстве и требует отдельных подходов к управлению вентиляционным режимом, при этом аэрогазовые ситуации на данных объектах тесно взаимосвязаны. Все колебания массы отбитого угля на лавном конвейере, а, следовательно, и дебит метана, впоследствии с некоторым запаздыванием повторяются на конвейерном штреке и на последующих участках транспортной сети.

На рис. 3.4 представлена динамика загрузки ленточного конвейера, установленного на конвейерном штреке за один технологический выемочный цикл работы комбайна в лаве 24—57 на пласте Болдыревский, шахта им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс». С учетом разницы в скоростях движения лавного конвейера и ленточного на конвейерном штреке, которые составляют соответственно 1,3 и 3,15 м/с, можно выделить три основных периода изменения нагрузки на ленточный конвейер. Первый период включает заполнение ленты углем с началом работы комбайна на всю длину, что составит 10,6 минуты (участок ОА), далее конвейер работает с полной нагрузкой, перемещая на ленте ориентировочно 220—240 тонн угля в течение времени, которое зависит от длины лавы и скорости движения комбайна,

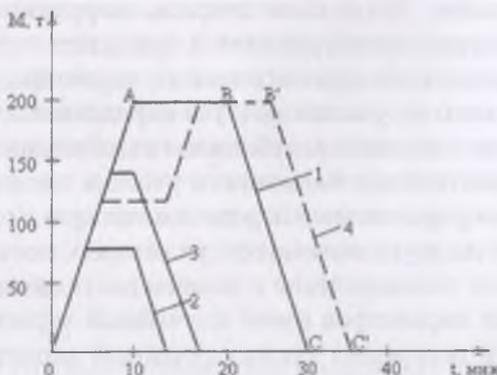


Рис. 3.4. Схема нагружения отбитого угля на ленточный конвейер транспортной выработки:

- 1 — при полной загрузке, 2, 3 — при неполной загрузке,
4 — при технологической паузе работы комбайна в лаве

что при отсутствии остановок может составить 15—20 минут (участок АВ). Точка В соответствует моменту полного освобождения лавного конвейера от угля, когда его поступление на ленту прекращается и начинается скачивание остаточной угольной массы на конвейерный уклон (участок ВС) При обратном ходе комбайна в лаве характер загрузки ленточного конвейера полностью повторяется. При остановках комбайна в очистном забое во время технологических пауз будет происходить сдвигание точки В в положение B^1 , и т.д. в зависимости от продолжительности каждой паузы. Можно с достаточной степенью уверенности предполагать, что подобные зависимости будут повторяться и на других выемочных участках с аналогичными параметрами обработки угольного пласта.

На практике, остановки в работе транспортной линии выемочного участка могут происходить не только в рамках регулирования аэрогазовой ситуации, но и по другим причинам. Все это будет вносить свои коррективы в график нагрузки ленточного конвейера в конвейерном штреке, однако в любом случае уменьшение массы угля на ленте способствует снижению газовыделения в атмосферу выработок.

Описанная выше динамика загрузки отбитой горной массы конвейеров в очистном забое и в конвейерном штреке создает условия для нестационарных газодинамических процессов в этих выработках, периодически повторяющихся с каждым новым техно-

логическим циклом. Это, в свою очередь, затрудняет организацию устойчивого режима проветривания и повышает вероятность возникновения инцидентов аэрологического характера, так как количество подаваемого на участок воздуха определяется расчетом и не может синхронно следовать колебаниям газообильности выработок. В этом плане вентиляция выемочного участка представляет собой сложную трудно управляемую аэродинамическую систему взаимно влияющих друг на друга параметров, из которых важнейшими являются абсолютное газовыделение и количество подаваемого воздуха. Каждый из этих параметров имеет случайный характер изменения во времени, что порождает также случайный характер изменения концентрации метана, являющийся результатом их взаимодействия.

Современные системы автоматического газового контроля в угольных шахтах позволяют отслеживать уровень концентрации метана в режиме онлайн и оперативно реагировать на критические ситуации. В рассмотренных выше случаях такими ситуациями на выемочном участке можно считать периоды максимальной нагрузки на конвейеры как в очистном забое, так и на конвейерном штреке, когда существует высокая вероятность превышения концентрации метана выше 1% и загазирования выработок. В практическом плане контроль за предельным содержанием метана мог бы считаться достаточным, при условии его поддержания по всему объему очистного забоя, однако пространственное распределение концентрации метана, особенно при работающем комбайне по отбойке угля, является неравномерным и может превышать допустимые 2% в местных скоплениях, имеющих место в зоне работы комбайнов и буровых станков. К наиболее вероятным местам формирования повышенных концентрации метана относятся также подкровельные пространства в лавах и тупиковых горных выработках, где могут возникать слоистые скопления, не проветриваемые вентиляционной струей.

Следует также учитывать длину выработок, по которым транспортируется отбитый уголь и взаимное направление движение грузовой ветви ленточного конвейера и воздушного потока. Поскольку при существующих схемах вентиляции выемочных участков шахт эти потоки, как правило, являются встречными, то рост концентрации метана в конвейерном штреке происходит в направлении от уклона до сопряжения с очистным забоем пропорционально массе угля на конвейере. Это обстоятельство требует применения отдельного проветривания лавы и конвейерного штрека, что обеспечивается либо

нисходящим проветриванием очистного забоя, либо подачей свежей струи в лаву по штреку, параллельному с конвейерным.

Аналогичный метод управления аэрогазовой ситуацией может быть применен и в тупиковых выработках при их механизированной проходке, однако в этом случае газовыделение из отбитого угля значительно ниже, чем в очистных забоях, так как проходческие комбайны имеют короткий цикл работы, определяемый шагом крепления выработок с одной стороны, и большими перерывами между циклами с другой.

3.3. Газовыделение при взрывных работах

При взрывных работах образуются газы в результате взрывного разложения взрывчатых веществ ($ВВ$). Параллельно с продуктами взрыва могут выделяться газы, содержащиеся во вмещающих породах и угольных пластах, а также рудных телах. Поскольку взрыв — процесс мгновенный, то образовавшиеся газы заполняют выработку на некоторое расстояние в течение нескольких миллисекунд, называемое зоной отброса газов, определяемой по формуле А.И. Ксенофонтовой.

$$L = 15 + (B / 5), \quad (3.5)$$

где B — масса одновременно взрываемого $ВВ$, кг.

Из формулы (3.5) видно, что длина зоны отброса газов зависит от массы заряда.

Объем газов, выделившихся при взрыве, зависит от расхода $ВВ$ и его газовости и определяется по формуле

$$V = B \cdot I_{ВВ}, \quad (3.6)$$

где B — масса взрываемого $вв$, кг; $I_{ВВ}$ — газовость $вв$ (объем газов, выделяющихся при взрыве 1 кг $ВВ$).

При взрывании угля $I_{ВВ} = 100$ л, при взрывании породы $I_{ВВ} = 60$ л.

Учитывая, что после взрыва образуются поверхности свежих обнажений массива, а также определенное количество отбитого взрывом угля также с большой суммарной поверхностью газоотдачи, происходит резкий рост газовыделения в выработку, для снижения которого требуется определенное время для проветривания продолжительностью 15—20 минут. До нормализации аэрогазовой обстановки в выработке вход в нее запрещается.

К сказанному следует добавить, что в газовых угольных шахтах допускается привлечение только высокопредохранительных взрывчатых веществ, исключаяющих возможность взрыва метановоздушной смеси за счет более короткого индукционного периода, когда газовая смесь не успевает нагреться до необходимой для взрыва температуры 650—750 °С.

Между тем необходимо также иметь в виду, что в современных шахтах объем взрывных работ сведен к минимуму, а иногда и полностью отсутствует в силу изменившихся технологий угледобычи и проведения горных выработок. Полномасштабное ведение взрывных работ с применением массовых взрывов как основной технологической операции сохранилось только при открытой разработке месторождений полезных ископаемых и подземной разработке рудных месторождений.

3.4. Газовыделение из выработанных пространств

Выработанные пространства образуются при системах разработки угольных пластов с обрушением кровли. В этом случае объем, освободившийся после выемки угля, заполняется обрушившимися породами кровли, которые с определенным шагом обрушения следуют за очистным забоем.

При системах разработки длинными столбами по простиранию с обрушением кровли особого внимания требует первая посадка лавы, так как она наступает не сразу, а после отхода очистного забоя от монтажной камеры на значительное расстояние, порой достигающее нескольких десятков метров. Это расстояние зависит от прочности пород основной кровли и скорости подвигания линии очистного забоя и увеличивается с ростом последней. Тем временем за счет разгрузки смежных с разрабатываемым выше- и нижележащих пластов, происходит их разгрузка от горного давления, что неизбежно приводит к десорбции химически связанного в этих пластах газа, и он начинает поступать в освободившийся объем выработанного пространства. Когда пролет подработанного массива достигает критической величины, происходит обрушение кровли и выброс больших объемов метана в очистной забой и прилегающие выработки с весьма сильным поршневым эффектом. В известной степени это можно считать опасным газодинамическим явлением, которого на шахте всегда ждут и прогнозируют момент его

наступления по сдвигениям непосредственной кровли и нагрузке на секции крепи в очистном забое. После первой посадки лавы, если она прошла без аварийно, далее следует плавное обрушение кровли с определенным шагом в более спокойном режиме.

Вместе с тем выработанное пространство — это колоссальный коллектор свободного метана, находящийся в непосредственной близости от очистного забоя, что создает определенную опасность отжима газа в лаву и ее возможное загазирование. Концентрация метана в выработанном пространстве, как правило, неизвестна и не нормируется нормативными актами, хотя можно определенно говорить о концентрациях в десятки процентов и более.

Это создает условия для вымывания газа из выработанного пространства в очистной забой и прилегающие к нему вентиляционный и конвейерный штреки, в зависимости от схемы вентиляции выемочного участка. На рис. 3.5 приведены схемы вентиляции выемочных участков с различными условиями выноса метана из выработанного пространства.

Как видно из приведенных схем, вынос максимальных объемов метана из завала на сопряжение лавы и вентиляционного штрека будет иметь место при вариантах а и в, минимальные утечки газа будут при вариантах б и с.

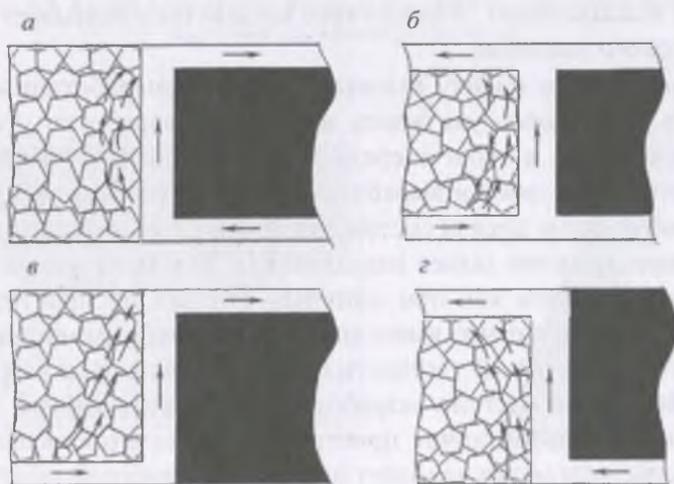


Рис. 3.5. Схемы вентиляции выемочных участков:
а — возвратнотечная на массив, *б* — возвратнотечная на завал,
в — z-образная на завал, *г* — z-образная на массив

Кроме вариантов схем вентиляции выемочных участков на величину утечек газа из выработанных пространств влияет ряд других факторов. Наиболее существенным из них является скорость подвигания очистного забоя. При малых скоростях до 5 метров в сутки газовыделение из выработанных пространств являлось основным элементом газового баланса участка, достигая 80% и более. С внедрением механизированных комплексов нового поколения суточное подвигание лав выросло до 18—20 метров. При такой скорости движения очистного забоя в смежных пластах, питающих газом выработанное пространство разрабатываемого пласта, не успевают формироваться процессы сдвижения, достаточные для эффективной газоотдачи и очистной забой как бы убегают от этих зон, в результате чего выработанное пространство, непосредственно примыкающее к забою, не обладает необходимым запасом метана для его перемещения в лаву. Соответственно снижается и доля данного источника в газовом балансе участка до 10—15% и менее.

Следует отметить, что на газовыделение из выработанного пространства также оказывает влияние способ проветривания шахты и атмосферной давление. Теоретически, при нагнетательном способе, движение газа в сторону очистного забоя менее интенсивно, чем при всасывающем. Аналогичное воздействие оказывает и рост атмосферного давления.

Давая общую оценку газовыделению из выработанных пространств необходимо учитывать и систему разработки угольных пластов, которая, в свою очередь, определяет взаимное расположение очистного забоя и выработанного пространства. В Кузбассе применяется более десяти систем разработки, при которых выработанное пространство может находиться не всегда на одном уровне с очистным забоем как при длинных столбах по простиранию, а выше или ниже его, что имеет место при разработке мощных пластов крутого падения. В частности при щитовой системе разработки и родственной ей системе разработки с комбинированным гибким перекрытием выработанное пространство находится выше забоя, в результате чего метан не может поступать в очистной забой в силу своих физических свойств (рис. 3.6).

При системах разработки мощных крутых пластов наклонными или поперечно-наклонными слоями с гидрозакладкой выра-

ботанного пространства, последнее находится как выше, так и ниже очистного забоя, однако за счет закладки уменьшается сдвигание как временно невынимаемой толщи самого разрабатываемого пласта, так и смежных пластов, которые в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса являются весьма сближенными, в результате чего уменьшается их газоотдача (рис. 3.7, 3.8, 3.9).

Следует отметить, что разработка мощных пластов крутого падения в Кузбассе практически сведена к минимуму, однако знание особенностей вышеупомянутых систем разработки необходимо для горного инженера.

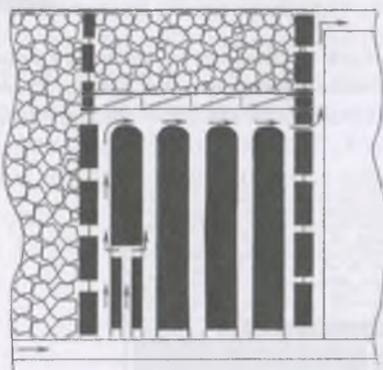


Рис. 3.6. Схема вентиляции выемочного участка, отрабатываемого щитовой системой разработки

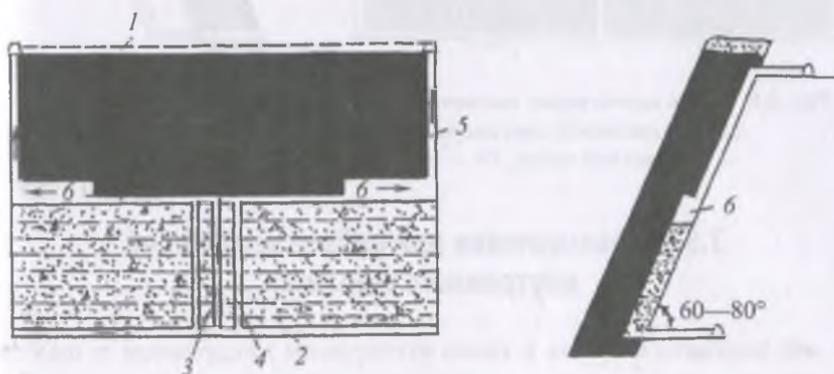


Рис. 3.7. Схема вентиляции выемочного участка при отработке нижнего слоя мощного пласта системой наклонных слоев с гидрозакладкой:

- 1 — вентиляционный штрек, 2 — откаточный штрек, 3 — углеспускная печь, 4 — дренажная печь, 5 — вентиляционный скат, 6 — очистные забои

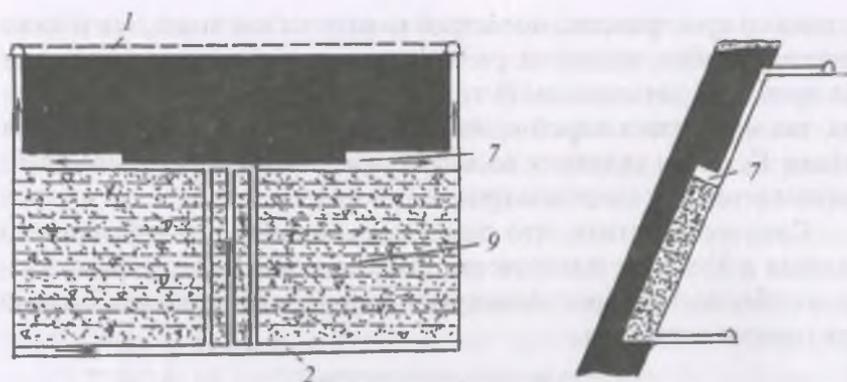


Рис. 3.8. Схема вентиляции выемочного участка при отработке нижнего слоя мощного пласта системой поперечно-наклонных слоев с гидрозакладкой:
7 — вентиляционный скат, 9 — закладочный массив

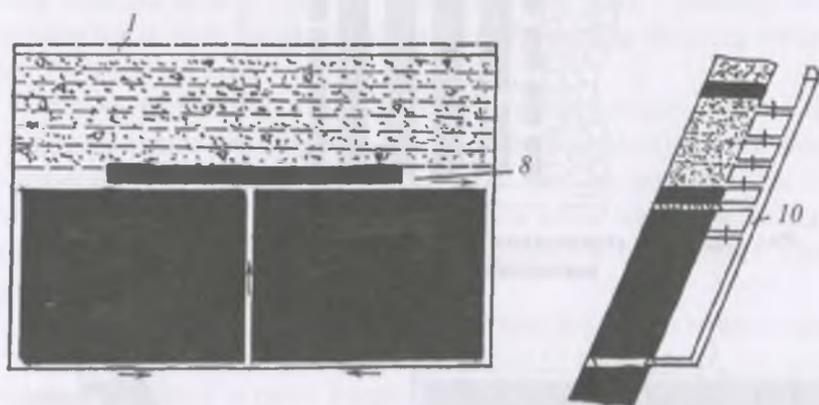


Рис. 3.9. Схема вентиляции выемочного участка при отработке мощного пласта системой горизонтальных слоев с гидрозакладкой:
8 — очистной забой, 10 — полевой вентиляционный скат

3.5. Газовыделение при работе двигателей внутреннего сгорания

В настоящее время в связи с широким внедрением в шахтах монорельсового транспорта появился новый источник газов — двигатели внутреннего сгорания, на которых работают дизельовозы и другие транспортные машины. Так как основным топливом для этих машин является дизельное топливо, то они в составе отработавших

газов выбрасывают в шахтную атмосферу ряд токсичных веществ, отрицательно действующих на здоровье горнорабочих, хотя и не содержат опасности для самой рудничной атмосферы. В частности в составе отработавших газов дизельных двигателей содержатся соединения азота (оксид, диоксид, пятиоксид (76—78%), углекислый газ (1—10%), сернистый газ, формальдегид, акролеин и др.

Объем выбросов указанных газов зависит от числа работающих машин, нагрузки на двигатель, режима работы, типа двигателей и их состояния. Наиболее токсичными компонентами в составе отработавших газов являются оксиды азота и акролеин. Первые могут вызвать при вдохе отек легкого, что является тяжелым случаем с возможным смертельным исходом, второй является сильнейшим канцерогеном, вызывающим онкологические заболевания органов дыхания и крови. Суммарный объем газов, выделяющихся одним двигателем, находится в пределах 0,04—1,1 м³/с на 1 кВт мощности двигателя, достигая в абсолютном выражении 3000 л/час.

4

ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В ШАХТАХ

4.1. Внезапные выбросы угля и газа

При разработке угольных пластов глубокими шахтами решающее значение приобретает опасность внезапных выбросов угля и газа — лавинообразных отторжений и отбросов газом в выработки тектонически нарушенного измельченного угля. Им предшествуют сходные генетически внезапные высыпания и выдавливания угля с повышенным газовыделением намного большим, чем при обычной отбойке угля комбайнами и взрывными работами, внезапные прорывы газа из разрабатываемых и соседних пластов. Все эти явления относятся к категории газодинамических, из которых наиболее опасным типом является внезапный выброс угля и газа.

Внезапный выброс угля и газа — это серьезная авария, после чего шахта переводится в категорию опасной по внезапным выбросам угля и газа. На таких шахтах должен соблюдаться особый газовый режим, исключающий появление в выработках взрывоопасных концентраций метана и источников его воспламенения, а также должны применяться особые средства индивидуальной и коллективной защиты людей, должны быть организованы службы прогноза внезапных выбросов угля и газа и создаваться участки профилактических работ по предотвращению этих явлений.

К инженерно-техническим работникам этих шахт предъявляются особые требования в отношении опыта и стажа работы. Проектная документация на разработку выбросоопасных пластов подвергается экспертизе в экспертных организациях. В плане лик-

видации аварий предусматривается позиция «внезапный выброс угля и газа» по каждому действующему забою на выбросоопасном пласте, начиная от вскрытия и подготовки участка пласта к отработке и кончая очистной выемкой угля.

Интенсивность выбросов достигает нескольких десятков и даже тысяч тонн выброшенного угля и нескольких десятков и даже сотен тысяч кубических метров метана, выделившегося после выброса из раздробленного тонко измельченного угля и из образовавшихся в пласте трещин, окружающих полость выброса. Выброшенный метан может не только заполнить действующие горные выработки значительной протяженности, но и опрокинуть свежую вентиляционную струю. В некоторых случаях последствия внезапного выброса могут достичь поверхности и разрушить надшахтные здания и сооружения, а также вызвать взрывы метана и угольной пыли.

Так в Кузбассе после внезапного выброса 500 т угля и нескольких десятков тысяч кубометров метана на шахте «Северная» в 1947 г. при пересечении главным квершлагом пласта Лутугинского II произошел взрыв метана от искр контактной электровозной сети, унесший жизни 87 шахтеров. На шахте № 12 при вскрытии квершлагом пласта Мощного взрывными работами в 1990 г. произошел выброс 682 т угля и 41 400 кубометров метана; выброшенным метаном заполнило практически всю шахту. На шахте «Первомайская» в 1995 г. выброс угля и газа при взрывных работах в путевом уклоне завершился катастрофическим взрывом метана и угольной пыли. Ударной волной разрушило горные выработки по свежей вентиляционной струе и надшахтное здание воздухоподающего ствола, погибли 15 человек.

На Урале в 1959 г. на шахте «Ключи 1—3» выброшенный метан при вскрытии пласта опрокинул вентиляционную струю и взорвался в надшахтном здании воздухоподающего ствола от искр электрической сигнализации подъема. За этим последовало более 80 взрывов с выбросом на поверхность стволов огня и дыма на высоту 200 м. При попытках потушить возникший пожар погибли 12 горноспасателей, после чего шахта была затоплена водой.

В Казахстане на шахте «Казахстанская» в 1989 г. после внезапного выброса 1200 т угля и 250 тыс. м³ метана была опрокинута вентиляционная струя и взрывоопасная метановоздушная смесь выходила на поверхность через три ствола. Погибли четыре горнорабочих. В 1995 г. на шахте им. В.И. Ленина после внезапного

выброса в конвейерном бремсберге метаном заполнило выработки по исходящей струе на 3 км, вентиляционный ствол глубиной 400 м и пространство вокруг здания всасывающего вентилятора. Проникший в здание метан взорвался, полностью разрушив это здание, канал вентилятора и вентилятор. От ударной волны и угарного газа в выработках по исходящей вентиляционной струе погибли 10 шахтеров, еще один шахтер в результате отравления умер в больнице и 3 шахтера погибли, будучи засыпанными выброшенным углем. Из-за внезапных выбросов угля и газа во всех странах западной Европы практически прекращена добыча угля шахтами и основными источниками электроэнергии в этих странах стали атомные электростанции.

Внезапные выбросы угля и газа — явления природно-технологические. Они приурочены к зонам крупных дизъюнктивных и пликативных тектонических нарушений, сформировавшихся при сжимающих напряжениях, а при сравнительно спокойном залегании пластов — к зонам с пачками тектонически нарушенного угля малой прочности, склонного к обрушениям и высыпаниям, обладающего высокой способностью при разрушении к переходу заключенного в нем метана из сорбированного в свободное состояние. Это свойство появляется, начиная с определенной глубины разработки, когда становится значительным отжим угля в выработку, а метаноносность пласта и давление газа в пласте достигают критических величин.

Примерно за одну минуту до внезапного выброса появляются его внешние предупредительные признаки: нарастающие выдавливание и высыпание угля в забое, удары и трески в массиве, отскакивание кусочков угля от забоя или его шелушение, резкое повышение концентрации метана в выработке, появление пылевого облака. В этих случаях нужно немедленно включиться в изолирующий самоспасатель, покинуть забой и выходить на свежую вентиляционную струю. Предупредительные признаки указывают, что в призабойной части пласта формируется выбросоопасная ситуация, которая может быть реализована в непредсказуемо короткое время. Динамика развития внезапного выброса угля и газа представлена на рис. 4.1.

При выбросе выделяется газа больше, чем природная газоносность выброшенной массы угля, так как газ выделяется также и из трещин, окружающих полость выброса. Форма полости выброса, как правило, грушевидная.

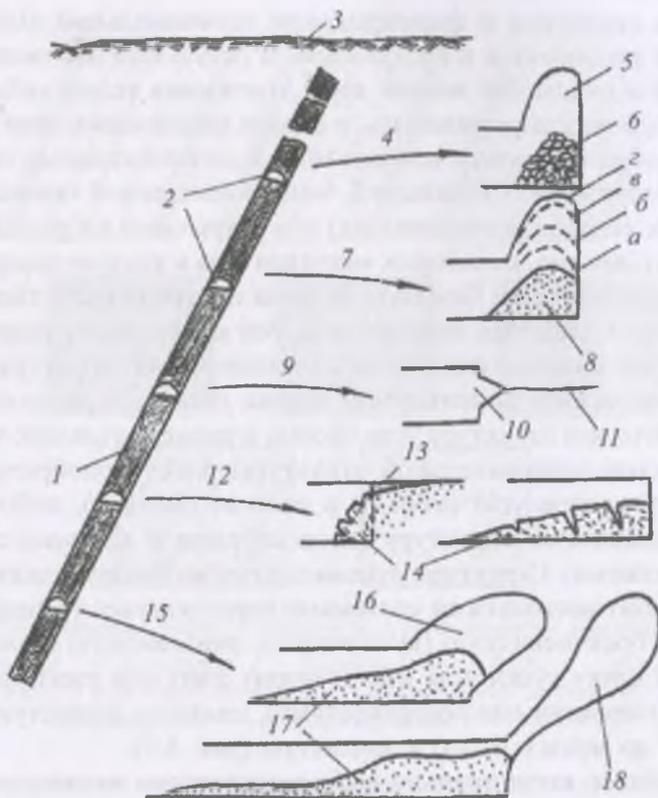


Рис. 4.1. Генетический ряд газодинамических явлений и очередность их проявления по мере углубления горных работ:

- а, б, в, г — этапы развития куполообразной полости высыпания;
 1 — угольный пласт; 2 — штрек; 3 — земная поверхность; 4 — обрушение угля; 5 — куполообразная полость; 6 — крупный уголь; 7 — высыпание угля; 8 — мелкий уголь; 9 — прорыв газа (суфляр); 10 — клиновидная или воронкообразная полость прорыва газа; 11 — трещина прорыва газа; 12 — выдавливание угля; 13 — шель; 14 — выдавленный уголь; 15 — внезапный выброс угля и газа; 16 — кармановидная полость; 17 — выброшенный уголь; 18 — грушевидная полость

Обычно места возможных проявлений внезапных выбросов угля и газа известны заранее. Это зоны геологических нарушений с газоносностью угля выше критической и давлением газа в пласте более 0,6 МПа, подверженные повышенному горному давлению за счет опорного давления, создаваемого оставленными на соседних пластах целиками угля.

Роль тектоники в формировании потенциальной выбросоопасности заключается в следующем. В результате неоднократных поднятий и опусканий земной коры угленосная толща собиралась в складки, а иногда разрывалась, и ее края надвигались один на другой, т.е. образовывались пликативные и дизъюнктивные тектонические нарушения. Создавались зоны повышенной газоносности в куполах складок (антиклиналях) под закрытыми взбросами, надвигами и сдвигами, из которых миграция газа в земную поверхность была затруднительна. Чем больше была интенсивность таких подвижек и чем чаще они повторялись, тем интенсивнее разрушался уголь, и тем сложнее становилась тектоническая структура пласта (пространственная ориентировка частиц угля и их расположение) и тектоническая структура угля (форма и размер угольных частиц). Из слоистой первоначальной структуры пласт приобретал либо складчатую (слои угля собраны в пологие складки), либо интенсивно складчатую структуру (слои собраны в крупные складки с завихрениями). Структура угольных пачек из ненарушенной, когда уголь разбит несколькими системами параллельных трещин, переходила в брекчиевидную (кусковатую), линзовидную (слагающие слой или пачку куски угля имеют форму линз или изогнутых пластин с полированными поверхностями), землисто-зернистую (уголь перетерт до зерен и пыли) и землистую (рис. 4.2).

Наиболее потенциально выбросоопасными являются интенсивно складчатая текстура пласта и землистая структура угля. Землистый и землисто-зернистый уголь на первый взгляд кажется монолитным. На самом деле он спрессован весом вышележащих пород и легко растирается до зерен и пыли пальцами рук. Крупные линзы разламываются руками на менее крупные, а последние — до мелких линзовидных кусочков. Такой уголь в процессе отжима призабойной части пласта горным давлением и дальнейшего дробления газовым давлением способен к быстрому переходу, заключенного в нем метана из сорбированного в свободное газообразное состояние с образованием выбрасываемого в выработку газоугольного потока.

Расследование аварий показало, что внезапные выбросы угля и газа происходят, начиная с линзовидной структуры угля. По данным статистики, интенсивность выбросов возрастает с увеличением мощности пачки нарушенного угля и наименее интенсивный выброс зарегистрирован при мощности такой пачки 0,3 м. Для обеспечения

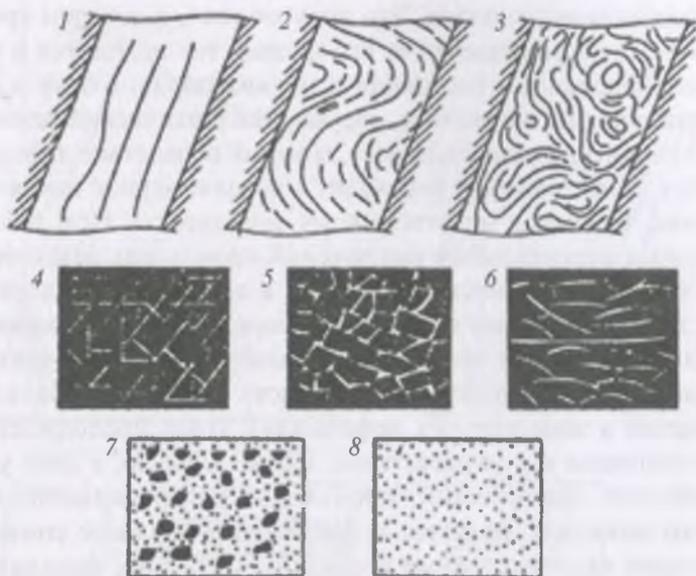


Рис. 4.2. Тектонические текстуры пластов (а) и тектонические структуры угля (б):
 1 — слоистая; 2 — складчатая; 3 — интенсивно складчатая; 4 — ненарушенная (слоистая и слаботрещиноватая); 5 — брекчиевидная (кусковатая); 6 — линзовидная; 7 — землисто-зернистая; 8 — землистая

полуторакратного резерва безопасности принято считать потенциально выбросоопасными пачки угля линзовидной, зернисто-землистой и землистой структуры начиная с их мощности 0,2 м. Это предварительный прогноз предрасположенности пласта к выбросоопасности, осуществляемый осмотром забоя визуальным методом.

Механизм формирования опасности того или иного газодинамического явления предопределяется соотношениями устойчивости призабойной части пласта к силовому воздействию, с одной стороны, и проявлениями сил газового и горного давления, а также гравитационных сил — с другой. При этом учитывается, что угольный пласт — это газонасыщенная, нагруженная упруго-пластичекая среда с большим числом, диапазоном и по-разному ориентированных дефектов (трещин). С точки зрения физики наиболее вероятна следующая схема изменения состояния пласта впереди выработки при ее подвигании. За пределами возмущающего влияния выработки пласт находится в условиях всестороннего сжатия под действием статического горного давления, определяемого

весом вышележащих пород. Это упругое тело, в котором трещины пережаты, газопроницаемость его низкая, газ находится в основном в сорбированном состоянии в мелких порах. Ближе к забою, в области влияния выработки, нарушается статический режим горного и газового давления в пласте, который вследствие деформаций в сторону забоя (отжима) переходит в неравномерное напряженное состояние, близкое к неустойчивому равновесию. Под действием нормальных вертикальных напряжений происходит дезинтеграция пласта раскрывающимися трещинами, в основном параллельными забою, на сравнительно крупные блоки, а приток свободного газа в трещины усиливает эффект трещинообразования (трещины под давлением газа начинают расширяться). До концентрации этих напряжений в зоне упругих деформаций уголь продолжает вести себя в основном как упругое тело. Ближе к забою, в зоне упруго-пластических деформаций, происходит растрескивание пласта на блоки меньшего размера, и напряжения в пласте снижаются. Возрастают частота, зияние и связность трещин, параллельных забою. Начинают раскрываться трещины и по наслоению пласта, газ по ним движется в выработку, в результате чего его давление в массиве начинает снижаться. Непосредственно к забою примыкает зона интенсивных разрушений, в которой пласт значительно разгружен от горного и газового давления. Состояние пласта в этой зоне может быть упруго-пластическим, пластическим и даже сыпучим. Механизм формирования и реализации опасности внезапного выброса угля и газа можно представить в виде следующей упрощенной схемы (рис. 4.3).

До начала горных работ горное давление в любой точке массива определяется весом вышележащего столба, т.е. произведением плотности пород γ на глубину от земной поверхности H

$$P_{г.д} = \gamma H, \quad (4.1)$$

При проведении выработки впереди и вокруг нее происходит перераспределение горного давления в угольном пласте и во вмещающих породах, в результате чего образуются три зоны: I — статического горного давления; II — зона пригрузки, III — зона разгрузки.

Поскольку забой смещается в выработку, в III зоне образуются параллельные забою трещины, в которые устремляется свободный метан как из самой III зоны, так и из соседней II зоны. В результате вблизи забоя образуются газонаполненные трещины. Если каждая

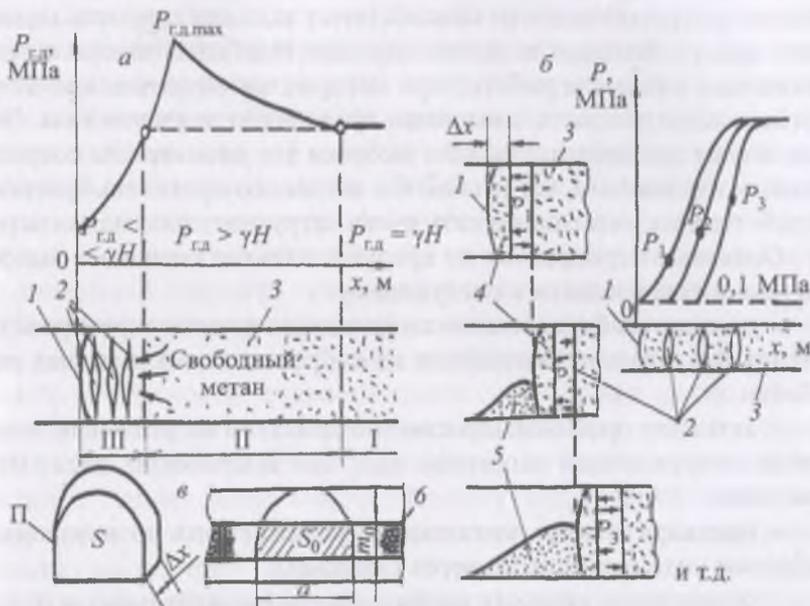


Рис. 4.3. Схема формирования и реализации опасности внезапного выброса угля и газа:

- a* — перераспределение горного давления $P_{г.д.}$ и формирование газонаполненных трещин; *б* — этапы развития выброса (последнего отрыва и отброса угля);
в — параметры отбрасываемой перемычки угля; 1 — забой;
 2 — газонаполненные трещины; 3 — пласт; I—II—III — соответственно зоны статического горного давления, пригрузки и разгрузки; 4 — перемычки угля;
 5 — выброшенный уголь; б — пачка опасного по выбросам угля;
 P_1, P_2, P_3 — давление газа в трещинах при последнем отрыве угля

трещина имеет площадь, равную сечению выработки S , давление газа в трещине равно P , то на перемычку угля между трещиной и забоем давит активная сила, равная произведению P на S . Реализации этой активной силы препятствует пассивная сила, стремящаяся удержать перемычку, равная $\tau\Pi\Delta X$, где τ — сопротивление угля сдвигу; Π — периметр выработки; ΔX — толщина перемычки. Выброс происходит при условии:

$$PS > \tau\Pi\Delta X. \quad (4.2)$$

Вероятность выброса возрастает с увеличением давления газа в пласте, мощности опасной пачки нарушенного угля, ширины выработки и с уменьшением прочности угля. Формированию и реа-

лизации выбросоопасности способствуют высокая скорость продвижения забоя и большая величина заходки. Наиболее опасны в этом отношении взрывные работы, при которых забой мгновенно вторгается в область пласта с высоким градиентом давления газа. Это используют для провоцирования выброса так называемым сотрясательным взрыванием, когда способы активного противовыбросного воздействия на пласт применять очень затруднительно или опасно.

Основные мероприятия по предупреждению внезапных выбросов угля и газа сводятся к следующему:

- прогноз выбросоопасности угольных пластов при проведении подготовительных выработок на выбросоопасных глубинах разработки;
- активное противовыбросное воздействие на угольный пласт в виде опережающей защитной над- или подработки смежными пластами;
- предварительное увлажнение угрожаемого по внезапным выбросам угольного пласта через скважины;
- ограничение скорости продвижения подготовительных и очистных забоев в выбросоопасных зонах угольных пластов;
- проходка подготовительных выработок с бурением разведочно-дегазационных ограждающих скважин, подключаемых к дегазационному трубопроводу;
- минимальное отставание крепи от забоя, возведение постоянной крепи вплотную к забою, работа под защитой выдвигной временной крепи;
- заполнение куполов обрушения быстротвердеющим вспенивающимся составом.

Кроме указанных мероприятий в паспортах проведения подготовительной выработки могут содержаться дополнительные меры профилактики внезапных выбросов угля и газа с учетом конкретных горно-геологических условий.

4.2. Прогноз выбросоопасности угольных пластов

Прогноз выбросоопасности выполняется в 3 этапа:

- прогноз выбросоопасной глубины разработки пласта осуществляется при геологической разведке по скважинам с учетом глубины зоны газового выветривания, градиента нарастания газоносности, выхода летучих из угля и содержания в нем фюзенита;

– локальный прогноз выбросоопасности пласта до его пересечения вскрывающей выработкой — осуществляется по давлению газа и коэффициенту крепости керновых проб угля по разведочным скважинам, пробуренным через пласт из забоя квершлага или ствола не ближе чем за 3 м от пласта (пласт выбросоопасный, если давление газа высокое, а уголь слабый, тектонически нарушенный);

– текущий прогноз границ выбросоопасных зон при проведении подготовительных выработок по пласту осуществляется по начальной скорости газовыделения и выходу бурового штыба из метровых интервалов передовых контрольных шпуров глубиной 6 м по пачке нарушенного угля, по которым делается заключение о выбросоопасности угольного пласта (номограмма на рис. 4.4.).

Прогноз границ выбросоопасных зон при ведении очистных работ осуществляется графическим путем по расположению на плане горных работ выбросоопасных зон, обнаруженных текущим прогнозом при проведении оконтуривающих блок подготовительных выработок.

Прогноз выбросоопасной глубины разработки пласта осуществляется по данным геологической разведки месторождения, шахтного поля, пласта или отдельного его участка.

Для вновь строящихся шахт или прирезок к шахтному полю действующей шахты в пределах верхних горизонтов прогноз можно осуществлять наиболее простым способом с большим резервом безопасности по геологическим разрезам (рис. 4.5). При наличии закрытых (экранирующих выход метана из пласта в земную атмосферу) антиклинальных складок или дизъюнктивов типа взбросов, надвигов и сдвигов, оси и сместители которых ориентированы близко к простиранию пластов, выбросы не могут появиться до глубины 150 м (рис. 4.5, схемы А, Б, В). При моноклиналином залегании пластов отсутствие внезапных выбросов угля и газа гарантируется до глубины 340 м (рис. 4.5, схема Г).

Начиная с глубины H_v должны выполняться другие этапы прогноза выбросоопасности.

Локальный прогноз выбросоопасности сводится к установлению в пласте в месте вскрытия горно-капитальной выработки пачек неустойчивого к механическому воздействию, склонного к обрушению угля и замеру в пласте давления газа. Локальному прогнозу обязательно должна предшествовать разведка пересекаемой угленосной толщи разведочными скважинами, количество и углы

заложения которых задаются геологом шахты для получения достоверной информации о расположении, тектонике и гипсометрии пересекаемого пласта или нескольких пластов. Это позволит избежать

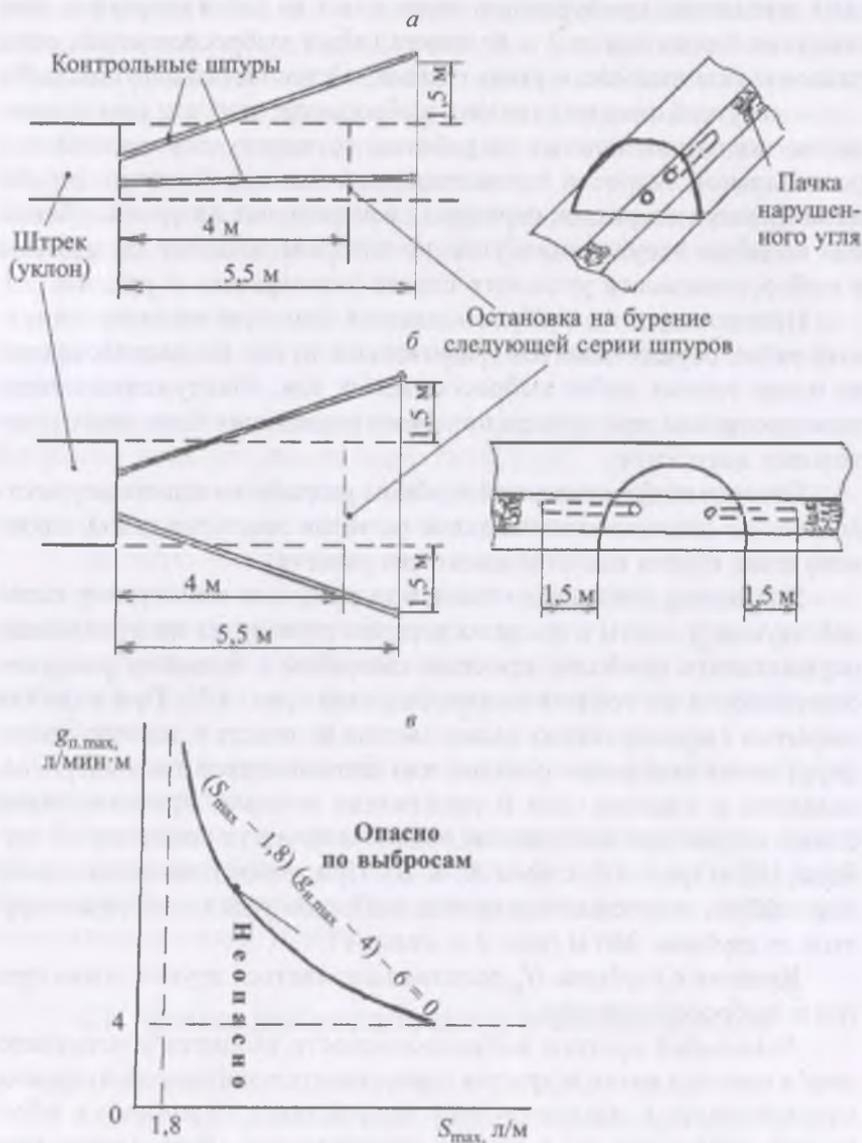


Рис. 4.4. Текущий прогноз выбросоопасных зон при проходке пластовых подготовительных выработок



Рис. 4.5. Прогноз выбросоопасной глубины разработки пластов H_g по геологическим разрезам:

A — синклиналино-антиклиналиная складка; *B* — антиклиналь;
B — дизъюнктив (вброс); *Г* — моноклиналь

внезапного обнажения пласта или подхода к нему забоя слишком близко, когда при трещиноватых вмещающих породах замер давления газа становится невозможным (газ из замерной камеры будет выходить по трещинам в выработку, давление газа в замерной камере будет заниженным, выбросоопасный пласт будет прогнозироваться как неопасный). При бурении по пласту разведочных скважин (не менее двух) отбираются угольные керны для определения коэффициента крепости слагающих пласт пачек угля. После отбора кернов в скважину вводится металлическая замерная трубка наружным диаметром 4—8 мм с упором на концевой части, ограничивающим замерную камеру. Пространство между трубкой и стенками скважины заполняется цементно-глиняными пыжами (при сухой скважине и моноклитных породах) или расширяющимся цементно-песчаным раствором с добавками алюминиевой пудры и смачивателя, на трубку устанавливается манометр. Для сокращения времени стабилизации показаний манометра (оно может продолжаться 10 суток и более) скважина после герметизации заполняется сжатым воздухом под давлением на 10 % ниже критического, по достижении которого пласт с учетом наименьшего замеренного коэффициента крепости угля должен быть отнесен к выбросоопасным.

Затем подсчитывают показатель выбросоопасности:

$$\Pi = P_{\max} - 14f_{\min}^2, \quad (4.3)$$

где P_{\max} — максимальное давление газа в пласте, замеренное по разведочным скважинам, кгс/см²; f_{\min} — наименьшее значение коэффициента крепости угля по М.М. Протодыяконову по угольным пачкам, выявленным разведочными скважинами, или по метровым интервалам скважин.

При $\Pi \geq 0$ пласт в месте вскрытия считается выбросоопасным.

На рис. 4.6 изображены схема бурения разведочных скважин (а) и номограмма для оценки выбросоопасности (б).

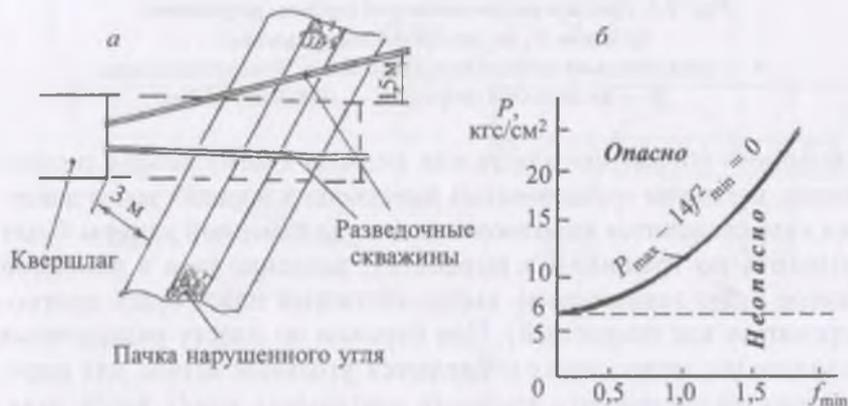


Рис. 4.6. Локальный прогноз выбросоопасности вскрываемого пласта

Текущий прогноз границ выбросоопасных зон при проведении по пласту подготовительных выработок начинается с визуального осмотра забоя. Если структура угля ненарушенная или в пласте имеются пачки нарушенного угля (землистого, землисто-зернистого, линзовидного и брекчиевидного), но мощность их не достигла критического значения 0,2 м, то опасности внезапного выброса угля и газа нет. Такой визуальный осмотр повторяют через каждые 4 м подвигания забоя, и как только мощность пачки нарушенного угля достигнет или превысит 0,2 м, по этой пачке начинают бурение контрольных шпуров длиной 5,5 м через каждые 4 м подвигания забоя. Контрольный шпур — это горная выработка в миниатюре, прово-

димая в условиях повышенной выбросоопасности: по самой опасной пачке нарушенного угля, в зоне опорного давления исследуемой макрорывотки, с очень большой скоростью, без возведения крепи. И если проходка микрорывотки осуществляется спокойно — без значительных выделений газа и выхода угольной мелочи (штыба), то в исследуемой макрорывотке выброса не будет.

Контрольные шпуров бурят диаметром 42 мм ручным сверлом с составными витыми буровыми штангами интервалами в 1 м с остановками после окончания бурения каждого интервала для измерений выхода бурового штыба (интервал бурят, производя возвратно-поступательные перемещения штанг в шпуре в течение 2 мин) и начальной скорости газовыделения с помощью штыбомера, составного пневматического герметизатора и измерителя скорости газовыделения. Шпуров (их должно быть не менее двух) бурят веером: в штреках на крутом пласте — один горизонтально, другой — с подъемом за контур рывотки на 1,5 м; в уклонах или в штреках на пологих пластах — за контур на 1,5 м влево и вправо; на мощных пластах — еще бурят по шпуров выше и ниже контура рывотки на 1,5 м. К учету принимают максимальные значения выхода бурового штыба с 1 м шпуров S_{\max} и начальной скорости газовыделения с 1 м шпуров q_{\max} . Для каждого шпуров в отдельности подсчитывают показатель выбросоопасности

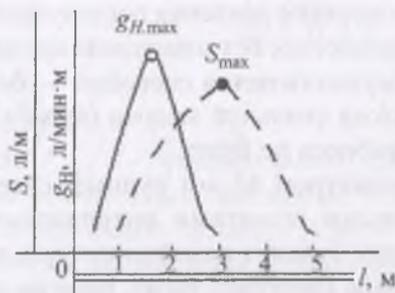
$$R = (S_{\max} - 1,8)(q_{\max} - 4) - 6 \quad (4.4)$$

При $R \geq 0$ зона пласта считается выбросоопасной. Если по всем контрольным шпуров получено $R < 0$, то пересекаемая рывоткой зона пласта неопасная и забой можно продвинуть безопасно на 4—5 м.

Как видно из рис. 4.7, в выбросоопасных зонах значения q и S по длине контрольных шпуров описываются кривыми с ярко выраженными максимумами, располагающимися близко от забоя. Это указывает, что в призабойной части сформировались газонаполненные параллельно забою трещины и горное давление высокое (a), в неопасной же зоне эти максимумы слабо выражены и удалены от забоя рывотки (b).

По газовыделению и выходу бурового штыба из контрольных шпуров можно также прогнозировать опасность пересекаемой подготовительной рывоткой зоны пласта по суфлярам, внезапным высыпаниям угля и горным ударами. Для такого дифференцированного

а



б

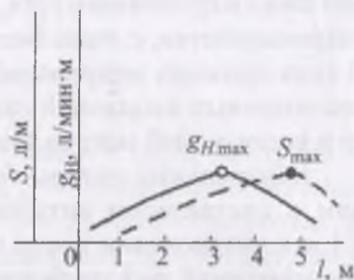


Рис. 4.7. Характерные графики изменения начальной скорости газовыделения g и выхода бурового штыба S по длине контрольных шпуров l выбросоопасной (а) и неопасной (б) зонах пластов

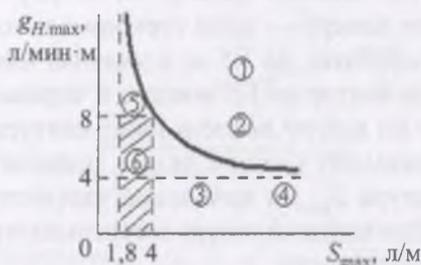


Рис. 4.8. Номограмма для дифференцированной оценки газодинамической опасности:

1 — опасно по внезапным выбросам угля и газа; 2 — опасно по внезапным выдавливаниям угля; 3 — опасно по горным ударам; 4 — опасно по высыпаниям угля; 5 — опасно по прорывам газа (суфлярам); 6 — неопасно по всем газодинамическим явлениям

ные высыпания и горные удары;

4 — мало газа и мало штыба — нет никакой опасности газодинамических явлений.

Прогноз границ выбросоопасности зон при ведении очистных работ осуществляется по результатам текущего прогноза в прилегающих к очистным забоям подготовительных выработках.

текущего прогноза удобно пользоваться номограммой, изображенной на рис. 4.8.

В упрощенном виде дифференцированный текущий прогноз газодинамических явлений по контрольным шпурам можно трактовать следующим образом:

1 — много газа и много штыба — возможны выбросы и внезапные выдавливания;

2 — много газа, но мало штыба — возможны суфляры;

3 — мало газа, но много штыба — возможны внезап-

5

ШАХТНАЯ ПЫЛЬ

5.1. Общие сведения

Пылью называются мельчайшие частицы твердого вещества минерального происхождения, образующиеся при разрушении и транспортировании полезных ископаемых и вмещающих пород. В зависимости от размеров пылевых частиц различают пыль макроscopicкую (размер частиц $> 10\text{ мкм}$), микроскопическую (размер частиц $10\text{—}0,25\text{ мкм}$), ультрамикроскопическую (размер частиц $< 0,25\text{ мкм}$). Макроскопические частицы пыли в неподвижном воздухе оседают на различные поверхности с возрастающей скоростью, микроскопические частицы оседают с постоянной скоростью, ультрамикроскопические не оседают вообще и постоянно находятся во взвешенном состоянии в атмосфере горных выработок.

Пыль как фактор производственной среды в зависимости от ее химического состава может рассматриваться с разных позиций — как вредный фактор, вызывающий профессиональные заболевания органов дыхания, так и как опасный фактор, если пыль взрывается. При изучении дисциплины «Аэрология горных предприятий» основное внимание уделяется угольной пыли как опасному фактору, так как она может взрываться при возникновении определенных условий.

Прежде всего, необходимо четко представлять источники пылевыделения в шахтах. Это, прежде всего разрушение угольных пластов исполнительными органами очистных или проходческих комбайнов, сухое бурение скважин и шпуров, пункты пересыпки угля с конвейера на конвейер, взрывные работы, дробильные установки

и др. Угольная пыль весьма легко переходит из массива во взвешенное состояние и создает так называемую дисперсную среду.

Существенное значение для оценки взрывоопасности пыли имеет ее дисперсный состав, то есть количественное соотношение частиц различной крупности. Практически любая пыль, образующаяся в горных выработках шахт, полидисперсна, так как размеры ее частиц колеблются в широких пределах. Поэтому для оценки склонности пыли к взрыву важно знать распределение частиц по размерам в пылевом потоке. Такое распределение для каждого конкретного случая устанавливается экспериментально путем лабораторного анализа и выражается кривыми распределения, по которым можно определить доленое участие в дисперсной системе каждой фракции пыли по крупности частиц.

По природе образования пыль делится на две группы: органическую и неорганическую. К первой относится пыль растительного происхождения, ко второй относится пыль металлическая и минеральная. По структуре пыль может быть аморфной (пылинки округлой формы) и кристаллической (пылинки с острыми гранями), волокнистой (пылинки удлиненной формы) и др.

При измельчении твердого вещества образующиеся пылинки получают электрический заряд вследствие перехода механической энергии в электрическую. Степень электрoзаряженности оказывает существенное влияние на поведение пыли в воздухе. Электрoзаряженные пылинки с противоположным знаком соединяются друг с другом, образуя более крупные частицы, вследствие чего быстро осаждаются, пылинки с одинаковым зарядом, напротив, отталкиваются друг от друга, что усиливает их движение в воздухе и замедляет осаждение. Исследования показывают, что высокодисперсная пыль в большей степени подвержена электрическим зарядам. Электрoзаряженности способствует нагревание пыли, в то время как повышенная влажность воздуха снижает ее электрoзаряженность.

При значительной запыленности воздуха высокодисперсной пылью электрические заряды пылевых частиц могут суммироваться и, достигнув определенного потенциала, образовывать электрические заряды (взрывы). Чаще всего такие взрывы пыли возникают при наличии источника высокой температуры в запыленной атмосфере, так как при повышении температуры резко увеличивается заряженность пылевых частиц.

Как показывает практика для угольной пыли, наиболее склонными к взрыву, являются микроскопические и субмикроскопиче-

ские фракции, так как они имеют при одной и той же массе большую суммарную поверхность взаимодействия с кислородом атмосферы, что вызывает их воспламенение при внесении источника высокой температуры (750—850 °С). На склонность пыли к взрыву также влияет выход летучих веществ и минимальная критическая масса пыли в единице объема воздуха (г/м³).

Работники служб аэрологической безопасности шахт постоянно проводят анализ проб пыли в лабораториях ВГСЧ и знают нижний предел взрывчатости пыли тех пластов, которые в настоящее время разрабатываются на шахте. Для этой цели систематически проводится пылевая съемка по всем очистным и подготовительным забоям с последующим анализом проб по всем показателям, на основании чего разрабатываются или корректируются мероприятия по защите от взрывов угольной пыли.

5.2. Взрывчатые свойства пылевых аэрозолей

Опасность взрыва присуща исключительно пыли, находящейся в воздухе во взвешенном состоянии. В основе физико-химического взаимодействия пыли с кислородом воздуха лежит химическая реакция, протекающая на поверхности пылевых частиц. В зависимости от скорости протекания данной реакции в определенном объеме различают: горение (скорость не более 10 м/с), дефлаграцию (скорость не превышает скорости звука) и взрыв (скорость больше скорости звука). Температура взрыва угольной пыли составляет 700—800 °С. Для взрыва пыли не обязательно присутствие метана, однако при наличии последнего сила взрыва возрастает. Присутствие в воздухе мелкодисперсной пыли снижает нижний предел взрывчатости метано-воздушной смеси и она способна взрываться при концентрации метана меньше 5%. Присутствие метана в рудничном воздухе повышает степень взрывчатости пыли (табл. 5.1)

Таблица 5.1

Зависимость нижнего предела взрывчатости угольной пыли от концентрации метана

Концентрация CH ₄ в воздухе, %	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
Нижний предел взрывчатости пыли, г/м ³	30	20	15	10	8	5

Одним из основных факторов, характеризующих склонность пыли к взрыву, является выход летучих веществ. Главными компонентами летучих веществ являются смолистые вещества, водород, этан и непредельные углеводороды. Нижний предел взрывчатости смеси газообразных продуктов дистилляции угля постоянен и равен 4,23%. Отсутствует закономерность изменения содержания сероводорода и оксида углерода в продуктах пиролиза углей при выходе летучих веществ менее 15%, в то время как содержание метана закономерно изменяется при увеличении содержания летучих веществ до 20—30%. Затем наступает область насыщения, в которой по мере роста содержания летучих веществ, содержание метана остается постоянным, а степень взрывчатости угольной пыли продолжает расти. Существует критическое значение выхода летучих веществ, ниже которого угольная пыль перестает взрываться. К опасным по пыли относятся пласты угля с выходом летучих веществ 15% и более, а также пласты (кроме антрацитов) с меньшим выходом летучих веществ, если взрывчатость пыли установлена лабораторными испытаниями.

Снизить склонность угольной пыли к взрыву можно путем искусственного повышения ее зольности за счет внесения инертных пылевых сред, в частности инертной пыли. Дополнительная зольность, которая требуется для превращения взрывчатой пыли в невзрывчатую при наличии в воздухе 1% метана, определяется по формуле

$$\Delta N = \frac{100 - N}{5}, \quad (5.1)$$

где N — зольность, при которой пыль перестает быть взрывчатой без присутствия метана, %.

Влажность играет существенную роль при оценке взрывчатости пыли. Действие влаги в этом плане надо рассматривать с двух позиций. Во-первых, влага способствует коагуляции пылевых частиц в более крупные конгломерации, в результате чего уменьшается их суммарная поверхность и замедляются поверхностные химические реакции. Во-вторых, теплоемкость воды больше теплоемкости инертной пыли и в процессе ее испарения поглощается тепла в пять раз больше, что приводит к уменьшению теплового баланса. Кроме того, влага связывает пыль, что предупреждает ее переход во взвешенное состояние.

5.3. Основы шахтной пылевой динамики

Как отмечалось выше, полидисперсные системы образуются в процессе отделения горной массы от массива, а также при ее нагрузке, транспортировании и перегрузке. Динамика аэрозолей является теоретической базой при решении большинства задач противопылевой вентиляции. Она рассматривает динамику аэрозолей от 0,001 до 100 мкм и их взаимодействие с окружающей средой и друг с другом, так как при переходе от нижнего предела крупности пылевых частиц к его верхнему пределу изменяются физические свойства аэрозолей и характер основных законов, описывающих поведение витающих в потоке частиц. Степень дисперсности аэрозолей определяется безразмерным числом Кнудсена, которое вычисляется по формуле

$$K_n = l_m / r, \quad (5.2)$$

где l_m — средняя длина свободного пробега молекул газа (при нормальных условиях $l_m = 0,1$) мкм; r — радиус пылевых частиц, мкм.

Аэродисперсные системы с частицами радиусом $< 0,01$ мкм ($K_n \geq 1$) относятся к высокодисперсным аэрозолям, в которых процессы переноса импульса, энергии и массы частиц к среде и обратно описываются формулами молекулярно-кинетической теории. В крупнодисперсных аэрозолях ($K_n \leq 1$) эти процессы подчиняются другим законам. Среднедисперсные аэрозоли ($K_n = 1$) обладают промежуточными свойствами. Состав аэрозолей в шахтной атмосфере, как правило, полидисперсен, так как в ней в разных соотношениях присутствуют частицы пыли разной крупности. Для вентиляционных расчетов наибольшее значение имеют грубодисперсные и среднедисперсные аэрозоли.

5.4. Осаждение пыли в неподвижном воздухе

Движение взвешенной частицы пыли в неподвижном воздухе определяется действием силы тяжести и силы сопротивления воздуха. Для частиц шарообразной формы сила тяжести определяется по формуле

$$G = \frac{4}{3} \cdot \pi r^3 g (\rho - \rho_1), \quad (5.3)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с^2 ; ρ — плотность частицы, кг/м^3 ; ρ_1 — плотность воздуха, кг/м^3 .

Для частиц радиусом 0,8—35 $\mu\text{м}$ сила сопротивления воздуха определяется по формуле Стокса

$$F = 6\pi\mu r v, \quad (5.4)$$

где i — динамический коэффициент вязкости воздуха, $\text{кг/м}\cdot\text{с}$; v — скорость осаждения частицы, м/с .

Если сила тяжести больше силы сопротивления, то осаждение частицы происходит с возрастающей скоростью. При равенстве этих сил осаждение частицы происходит с постоянной скоростью, называемой скоростью витания. Приравнивая правые части выражений (5.3) и (5.4) и решая относительно v , получим формулу для определения скорости витания крупнодисперсных частиц

$$v = \frac{2}{9} \frac{r^2 g \rho}{\mu}. \quad (5.5)$$

Сила сопротивления воздуха падению частиц крупностью 0,05—0,8 $\mu\text{м}$ определяется по формуле Мелликена

$$F = \frac{6\pi\mu r v}{1 + A \frac{l_m}{r} + B \frac{l_m}{r} \left[\exp\left(-\frac{er}{\rho}\right) \right]}, \quad (5.6)$$

где A , B , e — эмпирические коэффициенты (для частиц с различной шероховатостью $A = 0,82—0,9$; $B = 0,23—0,29$; $e = 1,25—2,61$).

Приведенные выше формулы справедливы для частиц шарообразной формы. Для частиц неправильной формы, к которым в большинстве случаев относится шахтная пыль, необходимо пользоваться эквивалентным радиусом, соответствующему радиусу шара с объемом, равным объему частицы неправильной формы.

5.5. Влияние скорости воздуха на концентрацию пыли

Запыленность воздуха в горных выработках зависит от интенсивности источника пыли, скорости движения воздуха, расстояния до источника пылеобразования и др. В неподвижном воздухе пыле-

вое облако будет формироваться вблизи источника, а при удалении от него концентрация пыли станет равной нулю. В подвижном воздухе пылевое облако будет перемещаться в сторону вектора скорости потока, при этом в поток будут вовлекаться более крупные частицы, а также пыль, ранее осажденная на поверхностях горных выработок. Многочисленные исследования показали, что кривая, выражающая зависимость запыленности воздуха от скорости его движения, имеет область, где концентрация пыли минимальна (рис. 5.1).

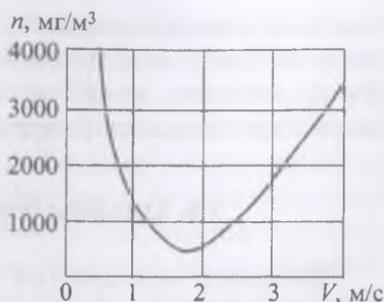


Рис. 5.1. Зависимость концентрации пыли от скорости воздушного потока

В этой связи встает вопрос об оптимальной и допустимой скорости движения воздуха в горных выработках разного назначения, которая обеспечивала бы нормальный пылевой режим и в то же время позволяла бы обеспечивать подачу расчетного количества воздуха в очистные и подготовительные забои. Расход воздуха для проветривания выработок по пылевому фактору определяется по формуле

$$Q = S_{\text{в}} \cdot V_{\text{оп}} \quad (5.7)$$

где S — площадь поперечного сечения проветриваемой выработки, м^2 ; V — оптимальная скорость движения воздуха, м/с .

Расход воздуха по интенсивности источника пылевыведения определяется по формуле

$$Q_{\text{п}} = \frac{N_{\text{п}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{в}}}{C_{\text{п}} - C_{\text{о}}}, \quad (5.8)$$

где $N_{\text{п}}$ — интенсивность источника пылеобразования, $\text{м}^2/\text{с}$; $K_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности пылеобразования; $K_{\text{в}}$ — коэффициент, учитывающий влияние влажности; $C_{\text{п}}$ — допустимая концентрация пыли, мг/м^3 ; $C_{\text{о}}$ — концентрация пыли в поступающем воздухе, мг/м^3 .

Количество воздуха, рассчитанное по формуле (5.8) не должно быть больше рассчитанного по формуле (5.7), в противном случае выработка не будет пропускать воздух по фактору допустимой скорости, установленной Правилами безопасности в угольных шахтах.

Как показывает практика, это не всегда возможно, поэтому вентиляция не может использоваться в качестве единственного средства борьбы с пылью, но она должна являться обязательной составной частью противопылевых мероприятий.

5.6. Способы борьбы с пылью в шахтах

Комплекс мероприятий по борьбе с пылью в шахтах включает уменьшение пылеобразования при работе машин, подавлении выделившейся пыли в атмосферу горных выработок, искусственное повышение зольности осажденной пыли, локализацию возможных очагов взрыва угольной пыли и др.

Уменьшение пылеобразования при работе очистных и проходческих комбайнов обеспечивается орошением разрушаемого массива через каждый зубок исполнительного органа, что способствует подавлению пыли непосредственно в месте образования. Эффективность подавления пыли высоконапорным орошением при работе комбайнов составляет 96—98%.

Существенно снижается запыленность при предварительном увлажнении массива через скважины при темпе нагнетания воды до 30 л/мин и давлении более 50 кгс/см². Переход от обычной технологии выемки угля к гидравлической почти полностью исключает поступление пыли в атмосферу горных выработок. Значительно снижается запыленность воздуха в зависимости от конструкции бурового инструмента. Машины, работающие на принципе крупного скола, создают меньшую запыленность, что влияет на фракционный состав отходящего бурового штыба в сторону увеличения доли крупных фракций и снижения мелкодисперсных составляющих. Еще больший эффект пылеподавления может быть получен при бурении скважин с промывкой, что сейчас широко применяется в Кузбассе, особенно при направленном бурении длинных скважин для целей дегазации. Возможно и сухое пылеулавливание при бурении скважин.

Для орошения мест перегрузки горной массы на конвейерных линиях и бункерах применяют конусные и зонтичные форсунки, создающие диспергирование воды с образованием так называемого тумана, где капли водяного аэрозоля становятся соизмеримыми с частицами угольной пыли и поглощают их, переводя в осадок.

В прошлом применялись также способы пылеподавления при взрывных работах в виде внутренней водяной забойки, пред-

ставляющей собой полиэтиленовые ампулы с водой, вводимые в шпур перед взрыванием, а также водяные завесы, распыляемые зарядами ВВ. К этому следует также добавить, что комплекс мер по борьбе с пылью будет неполным, если не сказать о систематическом контроле состояния стенок выработок на предмет проверки осажденной пыли на взрывчатость. Поскольку взрывы метановоздушной смеси вызывают фронт взрывной волны, которая в процессе движения с большой скоростью сдувает осевшую пыль и включает ее в поток, усиливая тем самым силу взрыва, необходимо, чтобы пыль, осажденная на стенках выработок, была невзрывчатой. Для этой цели проводится периодическое осланцевание главных и участковых выработок путем наброса на их стенки инертной пыли. Смесь угольной и инертной пыли становится невзрывчатой. Норма осланцевания горных выработок устанавливается для каждого угольного пласта экспериментально в лабораториях ВостНИИ. Испытания проводят с помощью прибора ПКО-1 путем визуального наблюдения за пробой пыли, пропускаемой через накалившую спираль, с температурой нагрева 1150 °С.

Для локализации взрывов угольной пыли должны устраиваться сланцевые или водяные заслоны. Сланцевый заслон представляет собой некоторое количество полок в кровле выработки, опираемых на подставки в виде перевернутой трапеции, на которых насыпана инертная пыль (рис. 5.2) в количестве 400 кг на 1 м² сечения выработки. Такие сланцевые заслоны устанавливаются на расстоянии от очистного или подготовительного забоя в интервале от 60 до 300 м и после приближения забоя ближе 60 м переносятся вновь на указанные расстояния. Длина сланцевого заслона должна быть не менее 20 м.

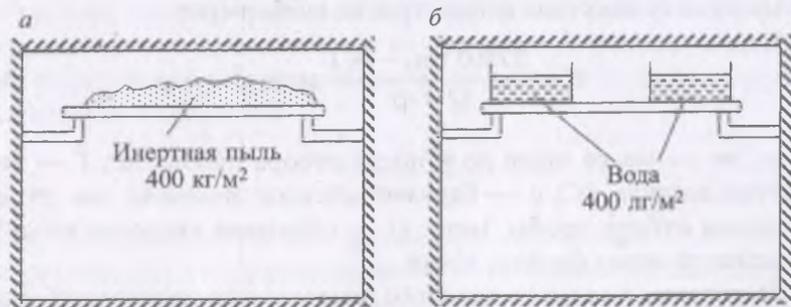


Рис. 5.2. Схема установки сланцевого (а) и водяного (б) заслона в выработке

Водяной заслон состоит из ряда опрокидывающихся полиэтиленовых лотков емкостью 40 л каждый, установленных также под кровлей выработки. Расстояние между кровлей и верхней кромкой сосуда должна быть не менее 100 и не более 500 мм. Количество сосудов рассчитывают из условия 400 л воды на 1 м² сечения выработки. Длина водяного заслона не менее 30 м, а от забоя от 75 до 250 м.

Заслонами изолируют очистные забои, забои подготовительных выработок, проводимых по углям, отдельные пласты, крылья шахтного поля, околоствольные дворы, конвейерные выработки, склады ВМ.

5.7. Способы измерения концентрации пыли в атмосфере

Как отмечалось выше, пыль представляет собой сложную полидисперсную систему неравномерно распределенную по объему в горных выработках как по массовому содержанию, так и по гранулометрическому составу. В связи с этим любое измерение концентрации пыли будет характеризовать только ту часть пространства, откуда была взята проба. Для более объективной оценки запыленности любого помещения или горной выработки необходимо делать несколько замеров желательнее в наиболее характерных точках возможного пылеобразования, а также на входящей и исходящей вентиляционной струе.

Различают следующие методы измерения концентрации пыли:

1. Весовой метод.

Сущность данного метода заключается в том, что определенный объем запыленного воздуха пропускается через фильтр, после чего он взвешивается и определяется масса осевшей пыли и рассчитывается ее массовая концентрация по формуле

$$C = \frac{2780T(m_2 - m_1)}{Q \cdot t \cdot p}, \text{ мг/м}^3, \quad (5.9)$$

где m_1, m_2 — масса пыли до и после отбора пробы, мг; T — температура воздуха, °С; p — барометрическое давление, мм. рт. ст.; t — время отбора пробы, мин.; Q — объемная скорость воздуха, проходящего через фильтр, л/мин.

В шахтных условиях для этого используется эжекторный аспиратор АЭРА (рис. 5.3). При измерении запыленности весовым мето-

дом необходимо дополнительно иметь термометр для измерения температуры воздуха в месте замера, барометр для измерения давления и аналитические весы для взвешивания фильтра до и после взятия пробы с точностью до 1 мг.

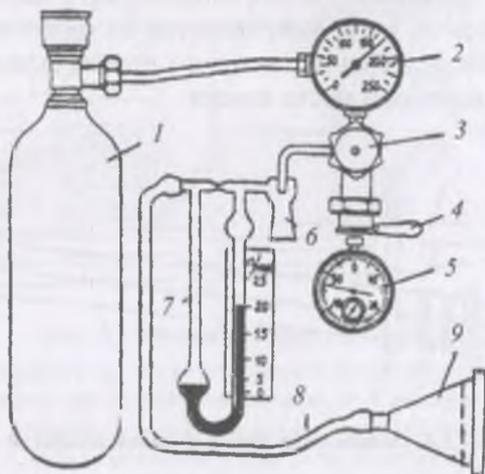


Рис. 5.3. Схема эжекторного асиратора ЭРА:

- 1 — баллон с сжатым воздухом, 2 — манометр, 3 — редукционный клапан,
4 — кран, 5 — секундомер, 6 — эжектор, 7 — литрометр, 8 — шланг,
9 — аллонж с бумажным фильтром

Следует заметить, что в настоящее время весовой метод является наиболее точным по сравнению со всеми остальными несмотря на некоторые неудобства и невозможность получить результат непосредственно на месте замера.

2. Счетный метод.

В ряде случаев, где предъявляются особые требования по чистоте воздуха в помещениях предельно допустимые нормы запыленности устанавливаются не в весовых, а в счетных показателях, выражающихся в количестве пылевых частиц на единицу объема воздуха по формуле

$$C = \frac{k_n n_{cp}}{h}, \quad (5.10)$$

где k_n — количество полей зрения (клеток сетки) в 1 см² окуляра микроскопа; n_{cp} — среднее количество пылинок в одном поле зрения, определенное на основе подсчета в пяти различных сетках; h — высота емкости для осаждения пыли, см.

3. Фотоэлектрический метод

Данный метод основан на изменении светового потока, проходящего через запыленный воздух в специальной пылевой камере. При нажатии кнопки включения фотопылемера Ф-1 (рис. 5.4). Световой поток от лампочки 1 через конденсатор 2 падает на зеркало 3 и, отразившись от него, направляется на фотоэлемент 4 через линзу 5. Степень ослабления светового потока зависит от концентрации пыли в воздухе в месте замера.

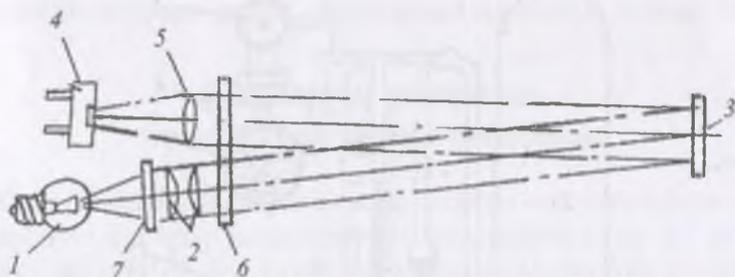


Рис. 5.4. Оптическая схема фотопылемера Ф-1

Пылевая камера включена в электрическую схему в качестве плечевого элемента одинарного моста постоянного тока, где незначительные колебания светового потока, исходящего от источника света и принимаемого фотосопротивлением, фиксируются измерительным прибором, градуированном в единицах запыленности ($\text{г}/\text{м}^3$). Применяемый для этого прибор-фотопылемер Ф-1 имеет два предела измерения: 1 — от 0 до $1,5 \text{ г}/\text{м}^3$, 2 — от 0 до $15 \text{ г}/\text{м}^3$.

Для проверки взрывчатых свойств угольной пыли, осаждаемой на поверхности горных выработок после их осланцевания применяется прибор ПКО-1. Принцип действия данного прибора основан на исследовании качества осланцевания путем взятия пробы с поверхности горной выработки и пропускания ее через накалившую спираль до температуры 1150°C . Визуально определяется наличие или отсутствие вспышки исследуемой пыли (рис. 5.5).

Порядок замера взрывчатых свойств пыли следующий:

а) поршень податчика пыли оттягивается в крайнее положение до щелчка стопора;

б) тщательно перемешанная пыль из бюксы забирается мерной чашечкой (емкостью $0,6 \text{ г}$ пыли) и всыпается через воронку в сопло механизма распыления, верхнее отверстие которого после этого плотно закрывается пробкой;

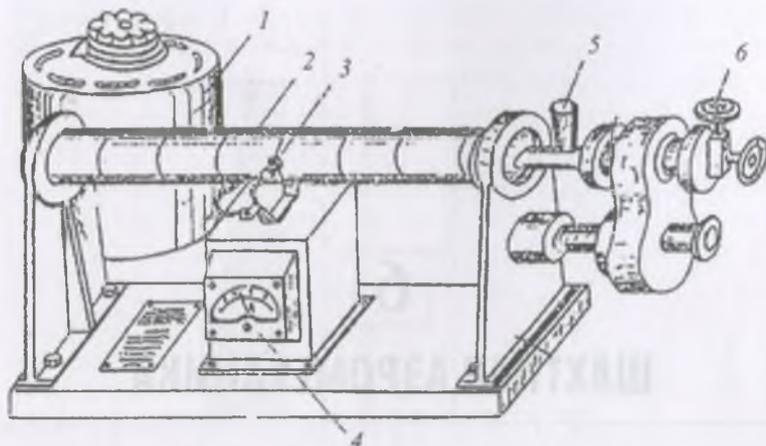


Рис. 5.5. Общий вид прибора ПКО-1:

1 — автотрансформатор, 2 — испытательная трубка из кварцевого стекла, 3 — спираль накала для воспламенения пыли, 4 — амперметр для контроля за температурой спирали, 5 — воронка для исследуемой пыли, 6 — спусковой механизм подачи пробы пыли в трубку 2

в) при помощи автотрансформатора в сети прибора устанавливается ток, который обеспечивает накал спирали до 1150 °С;

г) через 30—60 с после установки указанного тока стопор механизма распыления оттягивается, и пыль выбрасывается на спираль.

Испытание каждой пробы повторяется пятикратно. Результаты визуальных наблюдений заносятся в журнал испытаний, где отмечаются сведения о пробе, результаты испытания и необходимые мероприятия. При отсутствии пламени во всех пяти испытаниях можно считать пыль невзрывчатой.

6

ШАХТНАЯ АЭРОМЕХАНИКА

6.1. Основные законы аэростатики

Аэростатика — наука о равновесии газов. Одной из основных задач аэростатики является определение изменения давления в неподвижном воздухе с ростом высоты или глубины. Давление в любой точке создается весом лежащих выше слоев воздуха. Основное уравнение аэростатики в проекциях на оси координат имеет вид

$$Dp = \rho(Xdx + Ydy + Zdz), \quad (6.1)$$

где p — давление; ρ — плотность воздуха; X, Y, Z — проекции объемной силы на оси x, y, z .

В неподвижном воздухе, как правило, на любой его элементарный объем будет действовать только сила тяжести, направленная по оси z (рис. 6.1), а силы, направленные по осям x и y будут отсутствовать. Тогда уравнение (6.1) примет вид

$$dp = \rho Z dz. \quad (6.2)$$

Так как $Z = g$, то получим

$$dp = \rho g dz. \quad (6.3)$$

Проинтегрировав выражение (6.3) по Z в пределах от 0 до h , где h — глубина ствола, получим

$$p = g \int_0^h \rho dz + p_0 \quad (6.4)$$

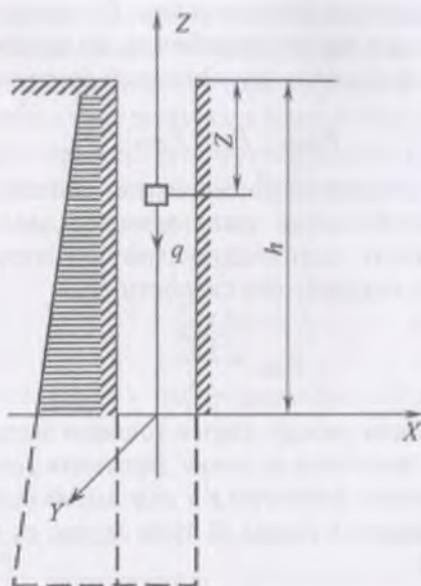


Рис. 6.1. Изменение давления в единичном объеме неподвижного воздуха с глубиной

или

$$p = p_0 + g\rho h \quad (6.5)$$

Согласно закону Паскаля аэростатическое давление действует одинаково во всех направлениях. Если рассматривать какое-либо тело, находящееся в неподвижном воздухе, то можем видеть, что равнодействующая всех сил давления, действующего на него равна нулю, то есть аэростатическое давление не может вызвать перемещение тела в пространстве.

Давление в шахте зависит от атмосферного давления на поверхности. Аэростатическое давление увеличивается с ростом глубины и на разных горизонтах шахты оно может быть разным, однако любые колебания атмосферного давления на поверхности вызывают такие же изменения давления в шахте.

6.2. Основные понятия аэродинамики

Аэродинамика — это наука о движущемся воздухе. Если в воздушный поток поместить какое-либо тело, то движущийся воздух будет оказывать на него давление, определяемое его кинетической энергией.

Такое давление называется динамическим. Поскольку в шахте всегда есть движение воздуха в горных выработках, то полное давление будет складываться из статической и динамической составляющих

$$P_{\text{полн}} = P_{\text{ст}} + P_{\text{дин}}. \quad (6.6)$$

В отличие от статического давления, действующего во всех направлениях на любое тело, динамическое давление действует только на поверхность, перпендикулярную направлению потока и пропорционально квадрату его скорости

$$P_{\text{дин}} = \frac{\rho v^2}{2}. \quad (6.7)$$

Разность давления между двумя точками называется депрессией. Депрессия — основное условие движения воздуха по горным выработкам. Она может относиться к отдельной выработке, отдельному забою или к шахте в целом. В этом случае ее называют общешахтная депрессия.

6.3. Основные законы аэродинамики

6.3.1. Закон сохранения массы

Масса любого объема воздуха в процессе его движения остается постоянной во времени. Если из потока воздуха выделить элементарный объем с постоянной плотностью, то закон сохранения массы будет иметь вид

$$\frac{dM}{dt} = 0. \quad (6.8)$$

Уравнение (6.8), выраженное через проекции скорости потока на оси координат, примет вид

$$\frac{d\rho}{dt} + \frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z} = 0, \quad (6.9)$$

где v_x, v_y, v_z — проекции скорости потока на оси координат.

Выражение (6.9) называется уравнением неразрывности потока. При $\rho = \text{const}$ уравнение (6.9) примет вид

$$\frac{\partial X}{\partial x} + \frac{\partial Y}{\partial y} + \frac{\partial Z}{\partial z} = 0. \quad (6.10)$$

Из данного уравнения следует, что увеличение скорости потока в одном направлении должно вызывать уменьшение скорости в другом, так как сумма членов будет равна нулю.

Если выразить массу воздуха в виде $m = \rho Q$, то закон сохранения массы для изотермического потока можно трактовать как закон сохранения количества воздуха, т.е. $Q = \text{const}$.

При разветвлении потока закон сохранения количества воздуха примет вид

$$\sum_{i=1}^n Q_i = 0, \quad (6.11)$$

где i — номер потока; n — число разветвлений в узле (рис. 6.2)

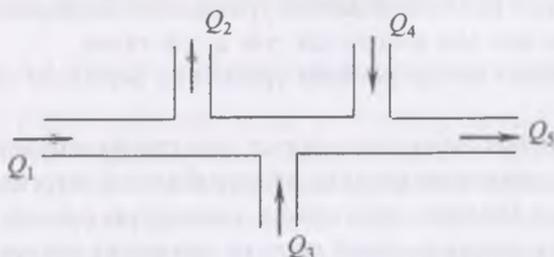


Рис. 6.2. Схема разветвления воздушных потоков

Для схемы, показанной на рис. 6.2 уравнение (6.11) выразится в виде

$$Q_1 - Q_2 + Q_3 + Q_4 - Q_5 = 0. \quad (6.12)$$

В уравнении (6.12) входящие в узел потоки принимаются положительными, а исходящие — отрицательными.

6.3.2. Закон сохранения энергии

Изменение энергии потока может происходить за счет изменения его плотности, сил гравитации и скорости воздуха, что в совокупности характеризует общую энергию потока. В этом случае закон сохранения энергии формулируется следующим образом: изменение энергии произвольного объема движущегося воздуха за некоторый промежуток времени равно сумме сообщенной ему тепловой энергии и работы внешних сил, приложенных к воздуху, т.е.

$$\Delta E_v + \Delta E_{\text{п}} + \Delta E_{\text{к}} = \Delta Q + \Delta A, \quad (6.13)$$

где ΔE_v — изменение внутренней энергии движущегося потока; ΔE_n — изменение потенциальной энергии движущегося воздуха; ΔE_k — изменение кинетической энергии движущегося воздуха; ΔQ — изменение тепловой энергии потока; ΔA — работа внешних сил.

В развернутом виде уравнение (6.13) для изотермического потока примет вид

$$(P_1 - P_2) + g\rho(Z_1 - Z_2) + \frac{\rho}{2}(V_1^2 - V_2^2) = h, \quad (6.14)$$

где P_1, P_2 — давление воздуха в сечениях 1 и 2; Z_1, Z_2 — высота сечений 1 и 2; V_1, V_2 — средняя скорость движения воздуха в сечениях 1 и 2; h — работа внешних сил.

Выражение (6.14) называется уравнением Бернулли, одинаково справедливое как для жидкостей, так и для газов.

Графическая интерпретация уравнения Бернулли представлена на рис. 6.3.

Из уравнения Бернулли следует, что при установившемся адиабатическом движении воздуха по выработкам энергия, поступающая в поток от внешних источников, полностью расходуется на преодоление всех сопротивлений на пути движения воздуха.

Уравнение Бернулли является одним из основных уравнений шахтной аэродинамики, так как содержит все основные величины, необходимые для решения аэродинамических задач. Разность давлений $P_1 - P_2$ является следствием работы вентилятора и называется

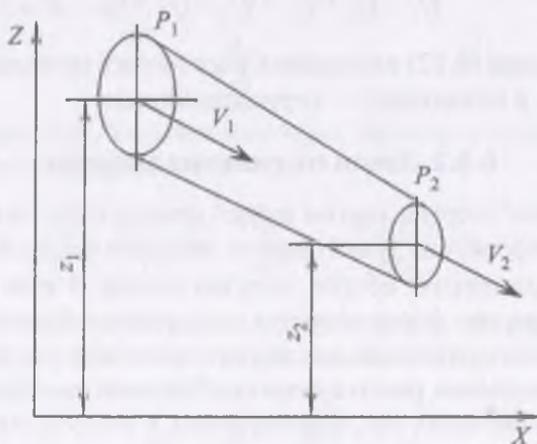


Рис. 6.3. Графическая интерпретация уравнения Бернулли

депрессией вентилятора h_v . Дополнительная разность давлений $g(\rho Z_1 - \rho Z_2)$ создается силами гравитации отдельных частей воздушного потока и называется депрессией естественной тяги h_e . Динамический напор создается разностью скоростей в смежных сечениях $h_{\text{дин}}$. Тогда в сокращенной форме уравнение Бернулли можно записать

$$h_v \pm h_e \pm h_{\text{дин}} = h. \quad (6.15)$$

Естественная тяга может увеличивать энергию потока или играть роль сопротивления, что зависит от плотности воздуха, поступающего в шахту и направления входящей вентиляционной струи. На интенсивность естественной тяги влияет разность температура воздуха, подаваемого в шахту вентилятором, в связи, с чем она имеет явно выраженные сезонные колебания.

6.3.3. Режимы движения воздуха в шахтах

Течение газозвушной смеси по любому каналу может быть ламинарным или турбулентным в зависимости от ее вязкости, скорости потока и размеров поперечного сечения выработки. Ламинарный режим характеризуется малой скоростью и параллельными траекториями движения частиц при отсутствии перемешивания между отдельными слоями потока. При турбулентном режиме скорость и давление потока постоянно меняются во времени, происходит пульсация и перемешивание отдельных струй с переносом газа, пыли, тепла.

Аналитически режим движения воздуха в выработке можно определить по числу Рейнольдса

$$R_e = \frac{VD}{\nu}, \quad (6.16)$$

где V — средняя скорость движения воздуха в выработке, м/с; D — гидравлический диаметр выработки, м; ν — кинематический коэффициент вязкости воздуха, м²/с.

Гидравлический диаметр выработки определяется из выражения

$$D = 4S / P,$$

где S — площадь поперечного сечения выработки, м²; P — периметр выработки, м.

Экспериментально установлено, что в гладких трубах при числе Рейнольдса $R_e \geq 2300$ режим является турбулентным, при $R_e \leq 2300$ —

ламинарным. Для горных выработок шахт это критическое значение составляет соответственно 1500—1000. В горных выработка режим движения всегда принимается турбулентным независимо от скорости потока воздуха, так как минимальная скорость, при которой движение сохраняет признаки турбулентности составляет около 0,001 м/с. В связи с этим Правилами безопасности в угольных шахтах установлена минимально необходимая скорость воздуха в выработках $\geq 0,25$ м/с.

Вместе с тем, как показывают наблюдения, в сечении выработок возможно существование промежуточного режима. Промежуточные режимы наблюдаются, когда при развитом турбулентном течении у стенок выработок сохраняется тонкий ламинарный слой, который носит название ламинарного пограничного слоя. При малом числе Рейнольдса толщина пограничного слоя больше и в него погружены все шероховатости, в результате чего они оказывают минимальное сопротивление потоку. С ростом числа Рейнольдса толщина ламинарного слоя уменьшается, все выступы и шероховатости внедряются в турбулентное ядро, в результате чего сопротивление потоку возрастает.

6.3.4. Характеристики турбулентных свободных струй

Свободной называется воздушная струя, не имеющая твердых границ. В шахтной вентиляции они действуют при проветривании камер, тупиковых выработок при их проходке, угольных забоев на открытых горных работах, а также при освоении подземного пространства крупных городов. В свободных струях также присутствуют молекулярные и турбулентные составляющие и пульсационные скорости.

При выходе воздушного потока из сечения АВ на его кромке происходит срыв струи, в результате чего образуется расширяющийся турбулентный пограничный слой А'АСВВ' (рис. 6.4).

Центральное ядро струи, через поперечное сечение которого приходит количество воздуха такое же, как в начальном сечении называется ядром постоянной массы (В'ВАА''). Между ядром постоянной массы и внешней границей струи формируется вовлечение присоединенных масс, движущихся в том же направлении. Объем присоединенных масс увеличивается в направлении движения. Присоединенные массы воздуха выполняют функцию посредника

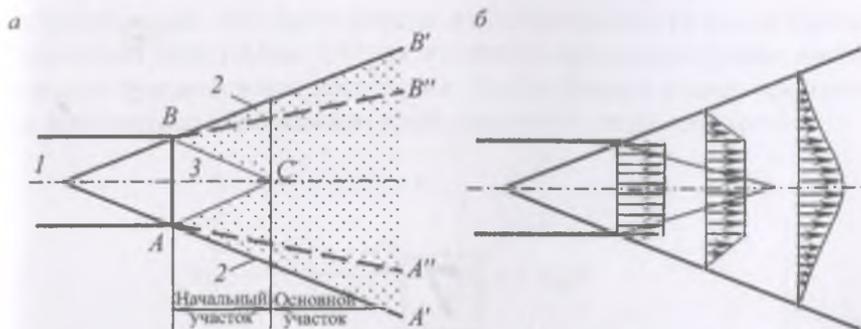


Рис. 6.4. Схема турбулентной свободной струи:

1 — полюс струи; 2 — внешняя граница; 3 — ядро постоянной скорости (а) и эпюра скоростей (б)

между чистым воздухом ядра и загрязненным воздухом, в котором распространяется свободная струя. Дальностью свободной струи определяется по формуле

$$L_c = 0,5v(1 + 0,5a), \quad (6.18)$$

где a — коэффициент, учитывающий структуру струи $a = 0,06—0,08$; v — максимальное расстояние от вентиляционной трубы до боковой поверхности выработки, в которую подается свободная струя.

6.3.5. Закон сопротивления

Под законом сопротивления понимается соотношение между депрессией и скоростью движения воздуха или его расходом и выражается в виде

$$h = RQ^n, \quad (6.19)$$

где R — аэродинамическое сопротивление выработки, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$; Q — расход воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$; n — показатель степени, зависящий от режима движения воздуха.

При малой скорости потока (ламинарный режим) показатель степени n принимается равным единице, при скоростях реально имеющих место в горных выработках $n = 2$. Депрессия выработок всегда рассчитывается при $n = 2$, что вносит в расчет некоторый запас.

АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

7.1. Природа аэродинамического сопротивления движению воздуха в горных выработках

Шахтная вентиляционная система включает в себя совокупность горных выработок разного назначения и размеров, вентиляционные сооружения и источники движения воздуха (вентиляторы). Движение воздуха по горным выработкам неизменно встречает в них сопротивление, которое называется аэродинамическим. Учитывая, что в воздухе действуют силы межмолекулярного сцепления, обуславливающие его молекулярную вязкость, происходит его прилипание к поверхности воздуховода, что вызывает торможение тем больше, чем больше неровностей в стенках выработок. Такой вид сопротивления называется сопротивлением трения.

При движении воздуха он также может встречать на своем пути различные предметы, оборудование, элементы крепи. Это тоже создает препятствие потоку, и он теряет часть своей энергии на обтекание этих препятствий. Такой вид сопротивления называется лобовым. И, наконец, выработки, по которым движется воздух не являются идеально прямолинейными, а имеют множество поворотов, изменений сечений, сопряжений и т.д., что тоже требует затрат энергии потока на их преодоление. Такое сопротивление называется местным. В реальных условиях угольных шахт могут одновременно присутствовать все три вида аэродинамических

сопротивлений, что будет определять общее сопротивление вентиляционной сети шахты и характеризовать ее с точки зрения легкости или трудности проветривания. Такую оценку можно провести по построению аэродинамической характеристики сети (рис. 7.1)

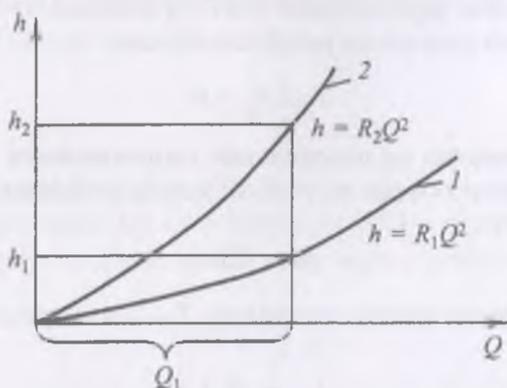


Рис. 7.1. Сравнительные аэродинамические характеристики вентиляционных сетей:

1 — легкопроветриваемая сеть, 2 — труднопроветриваемая сеть

Из рис. 7.1 видно, что для подачи одного и того же количества воздуха, полученного расчетом Q_i , надо для сети 2 обеспечить депрессию выше, чем для сети 1, что свидетельствует о ее большем аэродинамическом сопротивлении.

7.2. Сопротивление трения

В связи с тем, что поверхность горных выработок шероховата, движущийся воздух в процессе трения об эту поверхность встречает препятствия от неровностей по всему периметру горной выработки на всём ее протяжении. Кроме того, в горных выработках сопротивление создают и элементы крепи, которые могут выступать за контур сечения выработки в свету и частично создавать лобовое сопротивление.

Необходимо отметить, что в настоящее время, когда из шахт исчезли такие виды крепления как трапецевидная деревянная крепь с диаметром стоек до 0,2 м, металлическая арочная крепь из спецпрофиля типа СВП, тубинги, взамен им пришло анкерное крепление, аэродинамическое сопротивление трению которого значительно

ниже. Тем не менее, оно остается основным видом сопротивления, по которому рассчитывается общешахтная депрессия.

Рассмотрим случай движения воздуха по горизонтальной прямолинейной выработке постоянного сечения. Используем уравнение Бернулли для двух сечений I и II, в которых $v_1 = v_2$ и $z_1 = z_2$. При постоянной плотности воздуха получим

$$P_1 - P_2 = h. \quad (7.1)$$

Потерю энергии на преодоление сопротивления трения, отнесенную к единице объема на участке между сечениями I и II можно выразить

$$dh = Tdx, \quad (7.2)$$

где x — расстояние между сечениями; T — сила трения на единицу объема.

$$T = \frac{\tau \cdot P \cdot l}{S \cdot l}, \quad (7.3)$$

где τ — сила трения на единицу площади поверхности выработки; P, S — соответственно периметр и площадь поперечного сечения выработки единичной длины.

Тогда из выражений (7.2) и (7.3) найдем

$$P_1 - P_2 = \frac{P}{S} \int_1^2 \tau dx. \quad (7.4)$$

Из гидравлики известно, что

$$\tau = \beta \frac{\rho V^2}{2}, \quad (7.5)$$

где ρ — плотность воздуха; V — средняя скорость движения воздуха в выработке; β — безразмерный коэффициент, учитывающий степень шероховатости выработки

$$\beta = \frac{h}{PL} \cdot \frac{2S}{\rho V^2}. \quad (7.6)$$

В рассматриваемых условиях ρ и V постоянны. Примем шероховатость выработки также постоянной по ее длине. Проинтегрировав выражение (7.4) с учетом (7.5) получим формулу для определения депрессии трения

$$h = P_1 - P_2 = \frac{\rho\beta}{2} \cdot \frac{PL}{S} \cdot V^2, \quad (7.7)$$

Так как ρ и β приняты постоянными, то их совокупное воздействие можно обозначить одной величиной, которая называется коэффициентом сопротивления трению

$$\alpha = \frac{\beta\rho}{2}. \quad (7.8)$$

Так как $\rho = 1,2 \text{ кг/м}^3$ $\alpha = 0,6\beta$.

Подставив значение α в формулу (7.7) и заменив, $V = Q / S$ получим окончательное выражение формулы депрессии трения

$$h = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2. \quad (7.9)$$

Обозначив $\alpha \frac{LP}{S^3} = R$, получим $h = R \cdot Q^2$, где R — общее аэродинамическое сопротивление всей выработки, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

Значение величины R можно также и определить опытным путем в шахтных условиях. Значение коэффициента аэродинамического сопротивления α дается в справочниках по рудничной вентиляции, но может быть определено и экспериментально.

7.3. Местное сопротивление

К местным относятся сопротивления, вызываемые изменениями формы, размеров и направления внешних границ потока, включая повороты, расширения и сужения выработок, слияния и разветвления струй, вентиляционные каналы, кроссинги, различные регуляторы и др. Местные сопротивления изменяют конфигурацию и характер потока на некотором расстоянии перед и за собой и приводят к отрыву потока от стенок и образованию вихревых течений, к смешиванию и разделению потока.

Депрессия, затрачиваемая на преодоление местного сопротивления, определяется по формуле

$$h = \xi \frac{\rho V^2}{2}, \quad (7.10)$$

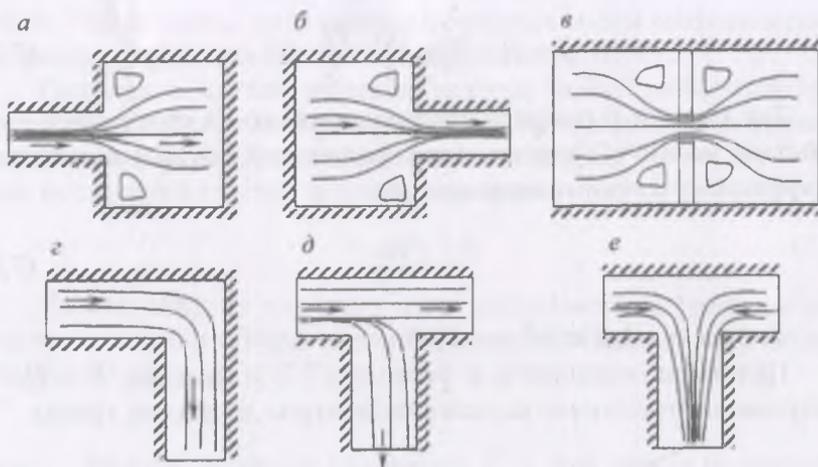


Рис. 7.2. Виды местных сопротивлений:

a — расширение потока; *б* — сужение потока; *в* — перемычка с окном;
г — поворот потока; *д* — разветвление потоков; *е* — слияние потоков

где ξ — коэффициент местного сопротивления; V — средняя скорость потока. Виды местных сопротивлений представлены на рис. 7.2.

7.4. Лобовое сопротивление

Лобовым называется сопротивление, оказываемой потоку находящимся в нем предметом, размеры которого значимы по сравнению с элементами, размещенными в выработке в качестве коммуникаций, трубопроводов, сигнализаторов метана и др. Таким образом, реальное лобовое сопротивление может создавать, например, конвейер, дизелевоз, вагонетка, даже группа людей, стоящих в выработке. Зачастую в выработках производится временное складирование материалов, частично перекрывающее сечение. Во всех случаях воздушный поток оказывает скоростное давление на препятствие с силой, определяемой из выражения

$$F = K_n \frac{\rho V^2}{2} \cdot S_m, \quad (7.11)$$

где K_n — коэффициент лобового сопротивления; V — средняя скорость движения воздуха около препятствия, м/с; S_m — миделево

сечение тела (площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную к направлению движения), м².

Для определения депрессии лобового сопротивления выделим в выработке участок, в котором имеется лобовое сопротивление (рис. 7.3).

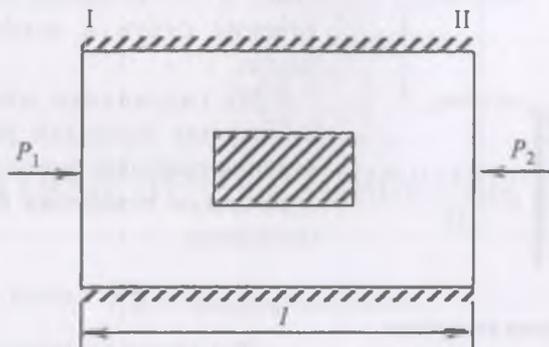


Рис. 7.3. Схема к определению депрессии лобового сопротивления

Отбросив части потока за пределами сечения I—I и II—II, заменим их действие силами P_1S и P_2S , тогда $P_1S = P_2S + F$ или $P_1 - P_2 = F / S$ с учетом (7.11) получим

$$h = K_{\text{л}} \frac{\rho V^2}{2} \cdot \frac{S_{\text{м}}}{S}. \quad (7.12)$$

7.5. Эквивалентное отверстие шахты

Эквивалентное отверстие шахты, это в некоторой степени, искусственное понятие, представляющее собой круглое отверстие в плоской стенке, аэродинамическое сопротивление которого равно сопротивлению шахты в целом.

Рассмотрим схему движения воздуха через отверстие в стене диаметром A (рис. 7.4). При прохождении воздуха через отверстие перед входом в него поток сужается до величины $A' = \psi A$, где коэффициент ψ для круглого сечения равно 0,65 (известно из гидравлики).

Тогда уравнение Бернулли запишется в виде

$$P_1 = P_2 + \frac{\rho V_2^2}{2}. \quad (7.13)$$

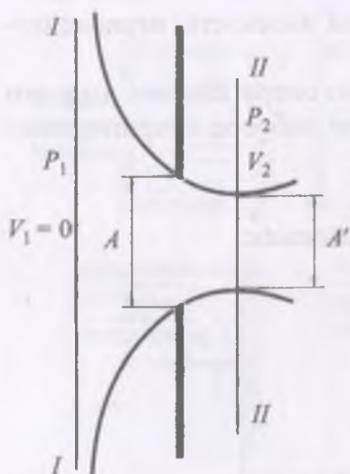


Рис. 7.4. Схема движения воздуха через круглое отверстие

Скорость движения воздуха в наиболее узкой части струи будет равна

$$V_2 = Q / A', \quad (7.14)$$

где Q — расход воздуха через отверстие; A' — площадь поперечного сечения струи в наиболее узкой части.

Из гидравлики известно, что отношение площади поперечного сечения наиболее узкой части струи к площади отверстия практически постоянно:

$$A'/A = \psi = \text{const.} \quad (7.15)$$

Для круглого сечения $\psi = 0,65$. Подставив в выражение (7.14) значения V_2 и A' , получим формулу для определения эквивалентного отверстия:

$$A = \frac{Q}{\psi \sqrt{\frac{2h}{\rho}}}, \quad (7.16)$$

где h — депрессия отверстия, Па.

При $\psi = 0,65$, $\rho = 1,2 \text{ кг/м}^2$ формула примет вид

$$A = \frac{1,19Q}{\sqrt{h}}. \quad (7.17)$$

Условно считается, что для легкопроветриваемых шахт $A > 2$, для шахт средней трудности проветривания $1 \leq A \leq 2$, а для труднопроветриваемых шахт $A < 1$.

8

ШАХТНЫЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СЕТИ

8.1. Общие сведения

Шахтная вентиляционная сеть включает горные выработки, вентиляционные сооружения, источники движения воздуха, различные виды регуляторов и др. Горные выработки шахты в зависимости от их назначения, размеров, разветвленности и ориентации в пространстве определяют степень трудности проветривания шахты и общешахтную депрессию и являются главным показателем, характеризующим шахтную вентиляционную сеть.

К вентиляционным сооружениям относятся перемычки различного назначения, вентиляционные двери и шлюзы, кроссинги, замерные станции, вентиляционные скважины, а также надшахтные здания и сооружения на поверхности. Без вентиляционных сооружений невозможно обеспечить правильное распределение воздушных потоков в вентиляционной сети и подачу расчетного количества воздуха к местам потребления. Особенно важную роль играют вентиляционные сооружения, в частности перемычки в аварийных ситуациях, когда требуется изолировать некоторую часть шахтного поля при эндогенных пожарах, взрывах, внезапных выбросах угля и газа, затоплениях. Поэтому в зависимости от их назначения перемычки выполняются из разных материалов по прочности, включая бетон.

В качестве источников тяги применяются вентиляторы главного и местного проветривания, создающие необходимый напор для преодоления аэродинамического сопротивления вентиляционной сети

и обеспечивающие требуемое количество воздуха для поддержания безопасной концентрации метана в горных выработках. Вентиляционная сеть вместе с источниками тяги образуют вентиляционную систему, которая характеризуется способом и схемой проветривания шахты и может быть единой или секционной в зависимости от размеров шахтного поля. В случае секционной системы каждая секция имеет автономные источники тяги, а также отдельные выработки для входящей и исходящей вентиляционных струй, не связанных с другими секциями шахты. В Кузбассе до некоторого времени по такому принципу работала шахта «Распадская», однако позднее перешла на единую систему проветривания, что сыграло отрицательную роль в аварии 2010 года.

8.2. Классификация шахтных вентиляционных сетей

Шахтные вентиляционные сети могут быть представлены в виде вентиляционного плана, пространственной и аэродинамической схем. Вентиляционный план представляет собой план горных выработок, на котором помечены направления воздушных потоков, вентиляционные сооружения, контрольно-измерительные станции, количество проходящего воздуха, датчики метана, телефоны, сланцевые и водяные заслоны и др. Обычно вентиляционный план висит в комнате диспетчера шахты и периодически корректируются.

Пространственная схема вентиляционной сети аналогична вентиляционному плану, но выполнена в одной линии и отражает лишь пространственное расположение горных выработок и их соединения. Она имеет важное значение для шахт, разрабатывающих пласты крутого падения, где много выработок ориентированных под углом близким к 90° и сложная геометрия выемочных участков (рис. 8.1).

Аэродинамическая схема — это изображение вентиляционной сети в виде графа, который не отражает пространственной ориентации выработок, а дает представление только о их взаимосвязи (рис. 8.2).

Поскольку шахтная вентиляционная сеть представляет собой замкнутый связный граф, то для нее приняты следующие понятия:

- узел — место соединения трех или более выработок;
- ветвь — отдельная выработка или несколько последовательно соединенных выработок, соединяющих два узла;

- маршрут — путь в сети, включающий неповторяющиеся ветви;
- контур — замкнутый путь в сети, включающий неповторяющиеся ветви;
- ячейка — часть сети, которая не пересекается ветвями.

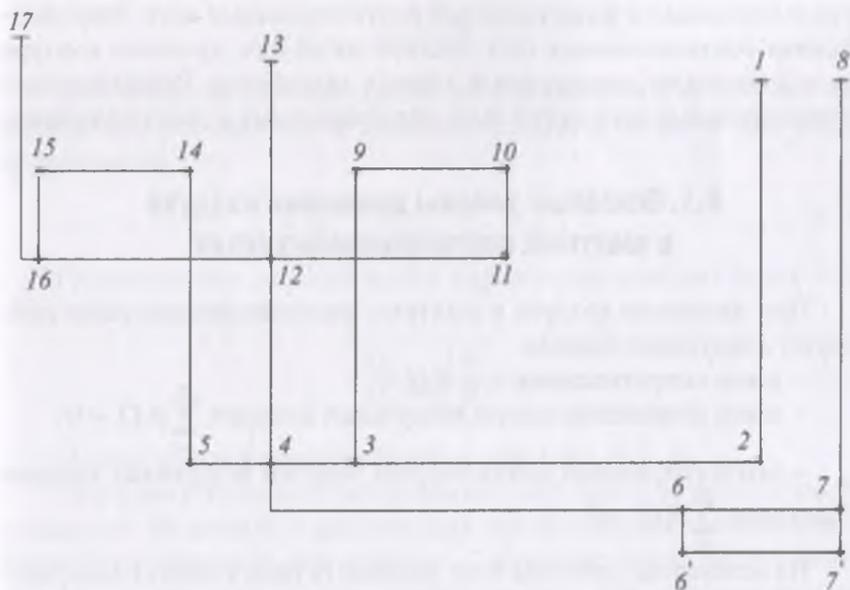


Рис. 8.1. Пространственная схема горных выработок шахты при отработке пласта в пределах двухкрылой панели

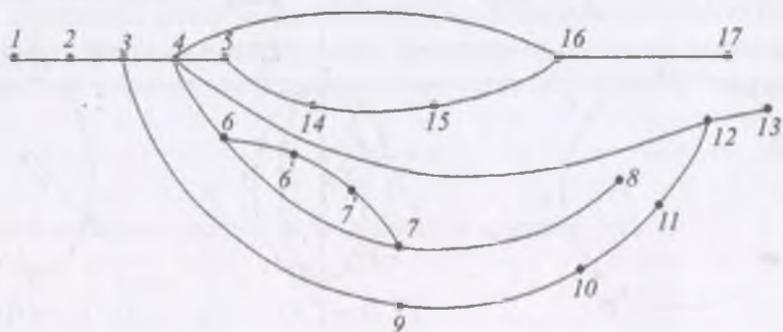


Рис. 8.2. Аэродинамическая схема, построенная на основании пространственной схемы расположения выработок, представленной на рис. 8.1

Для каждой замкнутой аэродинамической схемы существует топологическая зависимость

$$m = n + k - 1 \quad (8.1)$$

где m — число ветвей; n — число узлов; k — число ячеек.

В зависимости от способа связи горных выработок различают неразветвленные и разветвленные вентиляционные сети. Неразветвленная вентиляционная сеть состоит из одного простого контура последовательно соединенных горных выработок. Разветвленные вентиляционные сети могут быть параллельными и диагональными.

8.3. Основные законы движения воздуха в шахтных вентиляционных сетях

При движении воздуха в шахтных вентиляционных сетях действуют следующие законы:

- закон сопротивления $h_i = R_i Q_i^2$;
- закон сохранения массы воздушных потоков $\sum_{i=1}^n \rho_i Q_i = 0$;
- закон сохранения механической энергии воздушных потоков в контурах $\sum_{i=1}^n R_i Q_i^2 = 0$.

На основании действия этих законов осуществляется распределение воздуха и общего сопротивления в сетях:

а) неразветвленная вентиляционная сеть (рис. 8.3, а)

В этом случае количество воздуха, проходящее по всем ветвям сети, будет постоянным, т.е. $Q_{0-1} = Q_{1-2} = Q_{2-3} = Q_{\text{общ}}$, а аэродинамическое

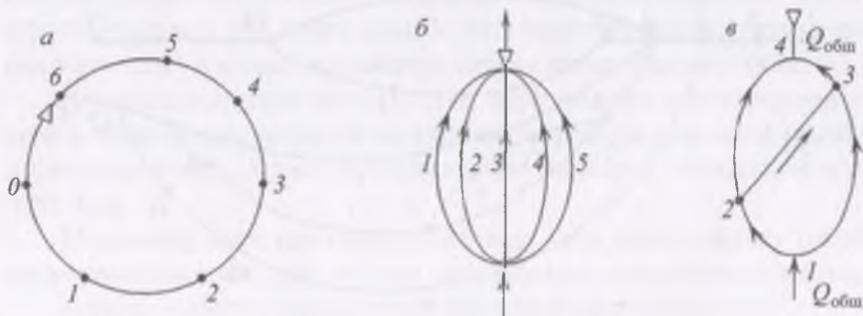


Рис. 8.3. Аэродинамические схемы вентиляционных сетей: неразветвленная (а), разветвленная, параллельная (б), и диагональная (в)

сопротивление будет в каждой ветви разное $h_{0-1} = R_{0-1}Q^2$, $h_{1-2} = R_{1-2}Q^2$, $h_{2-3} = R_{2-3}Q^2$ и т.д., тогда $h_{\text{общ}} = R_{\text{общ}} \cdot Q^2$; $R_{\text{общ}} = \Sigma R_i$.

б) простая параллельная вентиляционная сеть (рис. 8.3, б)

В параллельных сетях каждая ветвь может иметь разное аэродинамическое сопротивление, следовательно, количество воздуха, протекающее по ним, будет различным $Q_1 \neq Q_2 \neq Q_3$, тогда

$$Q_{\text{общ}} = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n. \quad (8.2)$$

Депрессия ветвей параллельного соединения в силу того, что потоки воздуха выходят и приходят в одни и те же точки, будут одинаковыми, т.е.

$$R_1 Q_1^2 = R_2 Q_2^2 = \dots = R_n Q_n^2. \quad (8.3)$$

Распределение воздуха в двух параллельных ветвях будет подчиняться условию

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \sqrt{\frac{R_2}{R_1}}. \quad (8.4)$$

в) диагональная вентиляционная сеть (рис. 8.3, в)

При проектировании вентиляции шахт часто возникает необходимость соединять параллельные ветви дополнительной выработкой, называемой диагональю. Такие ситуации могут быть при последовательном проветривании двух лав с подсыжением струи, при проведении диагональной печи в длинных столбах по простиранию и особенно в системах разработки крутых пластов различными вариантами слоевых систем.

Движение воздуха в диагональных соединениях может быть описано узловыми и контурными уравнениями. Узловые уравнения исходят из условия закона сохранения массы или расхода воздуха

$$\sum_{i=1}^n Q_i = 0 \quad (8.5)$$

отсюда вытекает система уравнений для каждого узла

$$\text{Узел 1 } Q_{\text{общ}} - Q_{1-2} - Q_{1-3} = 0$$

$$\text{Узел 2 } Q_{1-2} - Q_{2-3} - Q_{2-4} = 0$$

$$\text{Узел 3 } Q_{1-3} - Q_{2-3} - Q_{3-4} = 0$$

$$\text{Узел 4 } Q_{2-4} - Q_{3-4} - Q_{\text{общ}} = 0$$

При составлении контурных уравнений необходимо находить из того, что в любом контуре должно обеспечиваться равновесие системы, т.е. встречные потоки должны уравновешивать друг друга. Тогда для контуров I и II система уравнений будет иметь следующий вид

$$\text{Контур I} \quad R_{1-2}Q_{1-2}^2 + R_{2-3}Q_{2-3}^2 - R_{1-3}Q_{1-3}^2 = 0$$

$$\text{Контур II} \quad R_{2-3}Q_{2-3}^2 + R_{3-4}Q_{3-4}^2 - R_{2-4}Q_{2-4}^2 = 0$$

Направление воздушного потока в диагональной ветви 2—3 принимается условно с любым знаком. Однако, если в решении системы контурных уравнений значение Q_{2-3} окажется со знаком «минус», то это будет означать, что направление движения воздуха надо поменять на обратное. Для обеспечения движения воздуха от узла 2 к узлу 3 должно выполняться условие $R_{1-3}Q_{1-3}^2 > R_{1-2}Q_{1-2}^2$ и $R_{2-3}Q_{2-3}^2 > R_{3-4}Q_{3-4}^2$. Направление движения воздуха в диагональном соединении не зависит от его аэродинамического сопротивления.

8.4. Источники движения воздуха в шахте

Источниками движения воздуха в шахте являются вентиляторы, нагреватели, компрессоры, эжекторы и естественная тяга.

Шахтные вентиляторы — машины, обеспечивающие степень сжатия 1,1 (отношение давления на выходе к давлению воздуха на входе). Движение воздуха обеспечивает вращающееся в кожухе под действием электро- или пневмодвигателя рабочее колесо с лопатками. По принципу действия вентиляторы подразделяются на центробежные и осевые, по назначению — на вентиляторы главного проветривания, вспомогательные и местного проветривания. Принцип действия вентиляторов представлен из рис. 8.4.

В центробежном вентиляторе (а) воздух засасывается через боковое отверстие (бывают вентиляторы двустороннего всасывания). Во всасывающем отверстии установлен спрямляющий аппарат — неподвижное колесо с лопатками, изменяющее направление движения воздуха с осевого на радиальное. Далее рабочим колесом воздух закручивается, сжимается и выбрасывается в пространство между колесом и спиралевидным кожухом под действием центробежной силы, а затем выходит через плавно расширяющийся канал — диффузор.

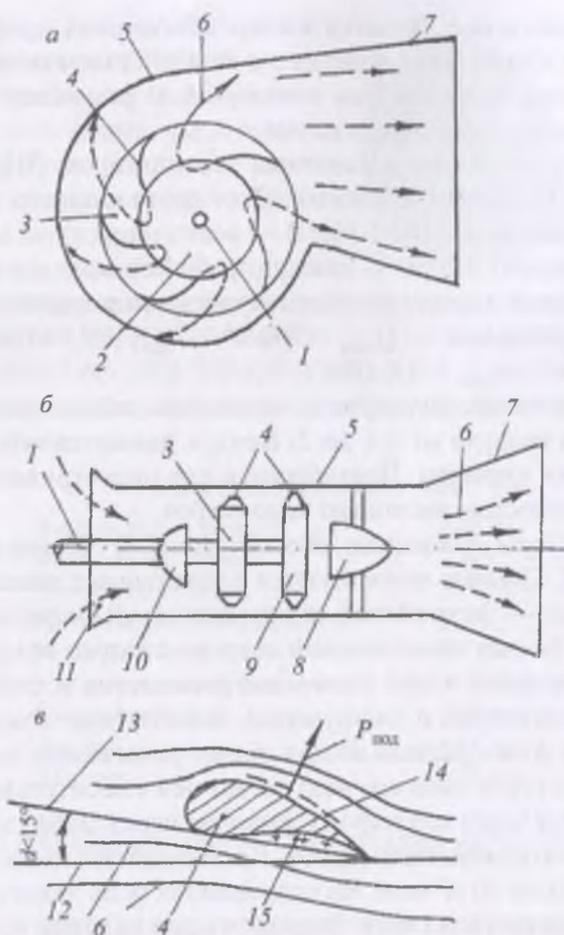


Рис. 8.4. Схемы центробежного (а) и осевого (б) вентиляторов и обтекания лопатки рабочего колеса (в):

1 — ось; 2 — всасывающее отверстие; 3 — рабочее колесо; 4 — лопатки; 5 — кожух; 6 — воздушные потоки; 7 — диффузор; 8 — хвостовик; 9 — спрямляющий аппарат (у центробежного вентилятора во всасывающем отверстии, не показан); 10 — обтекатель; 11 — входной коллектор; 12 — направление основного потока; 13 — хорда; 14, 15 — соответственно области пониженного и повышенного давления; $P_{\text{под}}$ — подъемная сила

В осевом вентиляторе (б) спрямляющий аппарат установлен за рабочим колесом. В отличие от центробежного он может быть реверсивным — способным изменять направление потока воздуха

на противоположное. Лопатки имеют обтекаемый профиль крыла самолета (ϵ). Огибающая лопатку с выпуклой стороны часть потока имеет большую скорость, чем с вогнутой. В результате образуется подъемная сила, сжимающая поток.

Примеры маркировки шахтных вентиляторов: ВЦД-31, (В — вентилятор; Ц — центробежный; Д — двустороннего всасывания или двухступенчатый); ВОД-30, (В — вентилятор, О — осевой, Д — двухступенчатый), 31, 30 — диаметр рабочего колеса в дм).

Предельные характеристики отечественных шахтных вентиляторов: центробежных — $Q_{\max} = 700 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{\max} = 9,2 \text{ кПа}$; осевых — $Q_{\max} = 650 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{\max} = 4,6 \text{ кПа}$.

Нагнетатели (воздуходувки) — машины, обеспечивающие степень сжатия воздуха от 1,1 до 2. Воздух движется под действием вращающейся турбины. Применяются для проветривания выработок протяженностью несколько километров.

Компрессоры — машины, обеспечивающие степень сжатия воздуха более 2. Обычно используются в сочетании с эжекторами.

Эжектор — устройство, приводящее атмосферный воздух в движение за счет кинетической энергии сжатого воздуха из компрессора, который через сопло выбрасывается в смесительную камеру с коллектором и диффузором, аналогичную кожуху осевого вентилятора. Атмосферный воздух за счет разрежения, создаваемого при выбросе струи сжатого воздуха по оси смесительной камеры, подсасывается через коллектор и выходит через диффузор, подключенный к вентиляционной трубе. Производительность эжекторов мала — не более 50 м³/мин. На гидрошахтах роль эжекторов выполняет гидромониторная струя. Эжекцию воздуха также осуществляет капез воды в воздухоподающем стволе.

Естественная тяга — движение воздуха в выработках под действием главным образом его различной плотности на земной поверхности и под землей, зависящей от температуры (теплый менее плотный воздух всплывает, а холодный тонет). Естественная тяга больше зимой и ночью, чем летом и днем. При вскрытии месторождения штольнями естественную тягу может создавать напор ветра. За счет естественной тяги проветриваются в основном тоннели разного назначения.

Вентиляторы местного проветривания предназначены для проветривания тупиковых выработок в угольных и рудных шахтах при плотности воздуха до 1,3 кг/м³ и температуре от 253 до 308 К,

запыленности до 50 мг/м³ и относительной влажности до 95%.

ВМП снабжены глушителями шума, что позволяет значительно снизить звуковую мощность и использовать их в местах длительного пребывания персонала.

Основные марки вентиляторов местного проветривания, выпускаемых в РФ ВМЭ-6, ВМЭ-6/л, ВМЭ-8, ВМЭ 2-10, ВМП-6/1, ВМП-4М, ВОЭ-5.

Наибольшее распространение в шахтах Кузбасса получил вентилятор ВМЭ-6.



Рис. 8.5. Общий вид вентилятора ВМЭ-6

Техническая характеристика

Номинальный диаметр	630 мм
Номинальная подача	7 м ³ /с
Полное давление	2500 Па
Максимальный полный КПД	68%
Мощность электродвигателя	25 кВт
Уровень звуковой мощности	118 дБА
Масса комплекта	420 кг
Высота	975 мм
Ширина	750 мм

Общий вид вентилятора ВМЭ-6 представлен на рис. 8.5.

8.5. Регулирование распределения расхода воздуха в вентиляционной сети шахты

Ведение горных работ сопровождается непрерывным изменением аэродинамического сопротивления отдельных участков шахтной вентиляционной сети. По мере увеличения глубины горных работ изменяется газообильность очистных и подготовительных забоев, транспортных выработок, по которым движется отбитый уголь, увеличивается газовыделение из выработанных пространств и смежных угольных пластов. В связи с этим возникает необходимость обеспечивать регулирование распределения воздуха между отдельными участками вентиляционной сети без изменения режима работы главного вентилятора.

Различают положительное и отрицательное регулирование. Ветвь, в которой количество воздуха уменьшается, называется ослабляемой, соответственно ветвь, в которой количество воздуха увеличивается, называется усиливаемой. Регулирование, вызывающее увеличение аэродинамического сопротивления участка сети, называется отрицательным. В этом случае сокращается расход воздуха в ослабляемой ветви и увеличивается в усиливаемой ветви. Отрицательное регулирование вызывает дополнительный расход энергии. В качестве дополнительного сопротивления используются вентиляционные окна, перемычки, воздушные завесы, пластинчатые поворотные регуляторы и другие сооружения, вызывающие искусственное аэродинамическое сопротивление в ослабляемой ветви.

Вентиляционные окна устанавливаются в глухих перемычках, служащих для выравнивания перепадов давления для обеспечения постоянного соотношения расхода воздуха по ветвям. Глубина регулирования с использованием вентиляционных окон сравнительно небольшая, что объясняется нелинейным законом изменения аэродинамического сопротивления. Изменение аэродинамического сопротивления такого окна достигается заслонкой жалюзийного типа (рис. 8.6).

Такие регуляторы создают дополнительное местное сопротивление, на что затрачивается часть энергии потока

$$R_{\partial} = R_1 m^2 - R_2, \quad (8.6)$$

где R_1, R_2 — первоначальное сопротивление ветвей параллельного соединения, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$; m — заданное соотношение расхода воздуха в ветвях Q_1 / Q_2 .

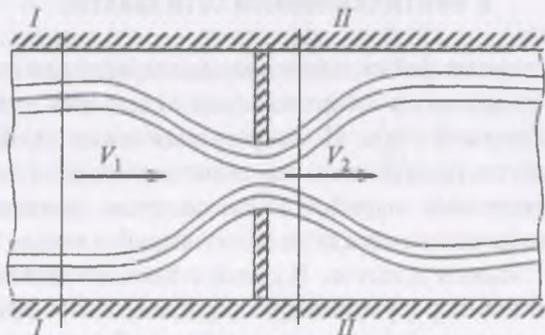


Рис. 8.6. Схема движения воздуха через вентиляционное окно

Потери давления на преодоление сопротивления отрицательного регулятора определяются по формуле

$$h = \frac{\rho}{2} (V_2 - V_1)^2, \quad (8.7)$$

где ρ — плотность воздуха, кг/м³; V_1, V_2 — средняя скорость движения воздуха в сечениях I-I и II-II, м/с (рис. 8.6).

Площадь окна в вентиляционной перемычке при известном значении депрессии, которую оно должно издавать, определяется по формуле

$$S_{ок} = \frac{QS_n}{0,65Q + 0,84S_b \sqrt{h}}, \quad (8.8)$$

где S_b — площадь поперечного сечения выработки в месте установки окна, м²; Q — расход воздуха, м³/мин.

Вентиляционные окна должны устанавливаться в выработках, где нет интенсивного движения транспорта. В выработках, где есть интенсивное движение транспорта целесообразно устанавливать дверные проемы или пластинчатые поворотные регуляторы, открывающиеся автоматически с пульта диспетчера.

Расчет дверных проемов исходит из назначения выработки и ее площади. Предварительно задается соотношение площадей дверного проема и выработки $S_{д.п} : S_b$. Затем по формуле (8.9) определяется общее сопротивление дверного проема и его коэффициент местного сопротивления

$$\zeta = 2,4 \left(\frac{S_b}{S_{д.п}} - 0,65 \right)^2 \text{ при } \frac{S_{д.п}}{S_b} \leq 0,5, \quad (8.9)$$

$$\zeta = 2,89 \left(\frac{S_b}{S_{д.п}} - 1 \right)^2 \text{ при } \frac{S_b}{S_{д.п}} \geq 0,5, \quad (8.10)$$

Пластинчатые поворотные регуляторы устанавливаются на некотором расстоянии друг от друга в выработках, предназначенных для движения транспортных средств. Они устроены так, что позволяют изменять угол встречи пластин с воздушным потоком от 0 до 90°. При необходимости датчик скорости или давления передает сигнал в аппаратуру или на пульт диспетчера, после чего исполнительный механизм приводит в движение двигатель и пластины

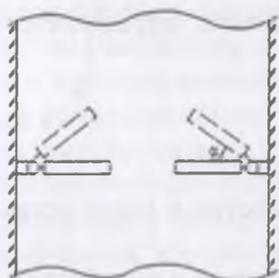
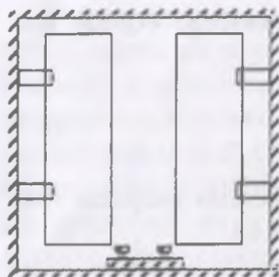


Рис. 8.7. Схема работы пластинчатых поворотных регуляторов в горной выработке

поворачиваются на такой угол, который обеспечивает восстановление требуемых значений давления или скорости (рис. 8.7).

Пластинчатые поворотные регуляторы рассчитываются по максимальному значению их сопротивления. По формуле (8.10) определяется общее дополнительное сопротивление, затем в зависимости от типа и схемы расположения пластин определяются максимальные значения коэффициента местного сопротивления:

— для одной пластины

$$\zeta_{max} = 5,5 \left(\frac{S_B}{S_{пл}} - 1 \right)^2 \quad (8.11)$$

— для двух пластин

$$\zeta_{max} = 26,3 \left(\frac{S_B}{S_{пл}} - 1 \right)^2 \quad (8.12)$$

Максимальное сопротивление одного регулятора определяется по формуле

$$R_{пл} = 0,6 \zeta_{max} / S_B^2. \quad (8.13)$$

Расстояние между пластинами при $S_{пл} / S_B = (6,65 + 1)$ определяется по формуле

$$\ell = 40 \left(1 - \frac{S_{пл}}{S_B} \right). \quad (8.14)$$

Кроме этого в качестве средств регулирования расхода воздуха в ветвях вентиляционной сети используются воздушные завесы. Ветвь, в которой надо уменьшить расход воздуха перекрывается воздушной завесой, создаваемой взвихривающей установкой. Собственно регулирование осуществляется изменением угла встречи двух потоков и скорости движения воздуха в завесе, что обеспечивается вентилятором, засасывающим воздух из выработки и подающим его к направляющему устройству в виде канала клиновидной формы. Клиновидная форма обеспечивает равномерный выпуск

воздуха по всей длине раздающего устройства, что позволяет перекрыть частично или полностью поток воздуха в ослабляемой ветви.

Аэродинамическое сопротивление завесы может быть определено по формуле (8.6). Площадь выработки, не перекрываемая завесой, (площадь окна), определяется по формуле (8.8).

Расход воздуха, необходимый для образования завесы, определяется по формуле

$$Q_3 = \frac{v_n \cdot d_{ш} \cdot S_B}{\sqrt{d_{ш} \cdot \cos \alpha}} \left(1 - \frac{1}{1 + a \cdot S_B \sqrt{R\delta}} \right), \quad (8.15)$$

где v_n — скорость движения воздуха до установки завесы, м/с; $d_{ш}$ — ширина щели завесы, м; α — коэффициент, равный 0,2 при $S_{ок} / S_B < 0,5$ и 0,24 при $S_{ок} / S_B > 0,5$.

Депрессия вентилятора, создающего завесу равна

$$h_B = h_{ст} + h_{вен} + h_{ск}, \quad (8.16)$$

где $h_{ст}$ — статическая депрессия, теряемая в подводящем трубопроводе; $h_{вен}$ — статическая депрессия, теряемая в канале вентилятора; $h_{ск}$ — скоростная депрессия на выходе из щели завесы.

Регулирование, не вызывающее увеличения аэродинамического сопротивления выработок, называется положительным. Оно осуществляется путем уменьшения аэродинамического сопротивления в усиливаемой ветви, при сохранении расхода воздуха в ослабляемой ветви. Уменьшение аэродинамического сопротивления в усиливаемой ветви может быть обеспечено увеличением поперечного сечения выработок, уменьшением шероховатости их поверхности, освобождением от нагромождений ненужных материалов и оборудования, заменой крепи и т.д. Также увеличение расхода воздуха в усиливаемой ветви может быть достигнуто установкой в ней вентилятора местного проветривания, подающего дополнительное количество воздуха (рис. 8.8).

При внутришахтном регулировании расхода воздуха исходят из необходимой глубины регулирования, под которой понимается отношение нормального расхода воздуха к его увеличенному или уменьшенному значению. Так как на шахтах чаще используется отрицательное регулирование, то необходимо исходить из допустимого уменьшения расхода воздуха в ослабляемой ветви, при котором не будут нарушены требования аэрологической безопасности.

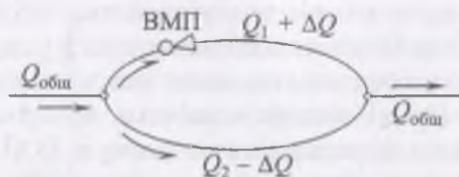


Рис. 8.8. Вариант положительного регулирования распределения воздуха в сети с помощью вентилятора местного проветривания, установленного в усиливаемой ветви

Уменьшение аэродинамического сопротивления выработок наиболее рациональный способ регулирования расхода воздуха в шахтной вентиляционной сети. При положительном регулировании расход воздуха в усиливаемой ветви увеличивается с Q'_1 до Q_1 , а расход воздуха в ослабляемой ветви уменьшается с Q'_2 до Q_2 . Принимая общее количество воздуха Q_0 неизменным, получаем новый расход воздуха в усиливаемой (Q_1) и ослабляемой (Q_2) струяхи

$$Q = Q'_1 + Q'_2 = Q_1 + Q_2, \quad (8.17)$$

где Q'_1 и Q'_2 — прежние расходы воздуха в параллельных струях.

Соответственно депрессии в параллельных ветвях составят

$$h_1 = R_1 Q_1^2, \quad h_2 = R_2 Q_2^2 \quad (8.18)$$

Это будет возможным, если аэродинамическое сопротивление R_1 будет снижено до значения

$$R_1 = R_2 \frac{Q_2^2}{Q_1^2}. \quad (8.19)$$

Уменьшить аэродинамическое сопротивление можно путем уменьшения коэффициента аэродинамического сопротивления до значения

$$\alpha = \frac{R_1 S_b^2}{LP}, \quad (8.20)$$

где L , P , S_b — соответственно длина, периметр и площадь сечения выработки в усиливаемой ветви.

По найденному значению α подбирается соответствующий вид крепи.

8.6. Изменение режима работы главного вентилятора

Изменение общего количества воздуха, поступающего в шахту, может быть достигнуто изменением производительности и напора вентилятора. Конструктивное исполнение вентиляторов главного проветривания шахт и рудников позволяет обеспечивать изменение их дебита и напора путем соответствующих регулировок без замены основного агрегата. Эти регулировки включают:

- изменение угла установки лопаток рабочего колеса (для осевых вентиляторов);
- угла установки лопаток направляющего аппарата;
- угла поворота закрылков лопаток рабочего колеса (для центробежных вентиляторов);
- частоты вращения рабочего колеса вентилятора.

Лопатки рабочего колеса могут поворачиваться на угол 15—50°, что позволяет плавно менять производительность и давление осевого вентилятора соответственно в 4—5 и 3—4 раза. Изменение угла установки лопаток рабочего колеса и лопаток направляющего аппарата производится при остановленном вентиляторе специальной бригадой завода изготовителя или работниками собственной механической службы, имеющими право производства подобных работ.

Изменение частоты вращения рабочего колеса обеспечивает получение следующих значений производительности и напора (депрессии) вентилятора

$$Q_2 = Q_1 \frac{n_2}{n_1}, \quad (8.21)$$

$$h_2 = h_1 \left(\frac{n_2}{n_1} \right)^2, \quad (8.22)$$

где h_1 и h_2 — производительность вентилятора до и после изменения частоты вращения рабочего колеса, м³/мин; n_1 , n_2 — частота вращения рабочего колеса до и после регулировок, мин⁻¹; h_1 , h_2 — депрессия, развиваемая вентилятором до и после регулировок, Па.

За счет подобных регулировок главный вентилятор шахты может длительное время работать на шахтную сеть с все возрастающей депрессией и потребностью в воздухе, что позволяет избежать частой замены вентиляционных агрегатов или установки вто-

рого вентилятора. Однако, по мере исчерпания всех возможностей регулирования, предусмотренных конструкцией вентилятора, его необходимо заменять на более производительный.

8.7. Естественная тяга

Естественная тяга — это разность давлений в горных выработках, создаваемое естественными факторами: разностью плотности воздуха на поверхности и в шахте, ветром, капежом и потоками воды в вертикальных выработках и др. Энергия, которую получает воздух от этих источников, называется депрессией естественной тяги. Ввиду малых значений депрессия естественной тяги не может применяться для проветривания шахт самостоятельно, что запрещено Правилами безопасности в угольных шахтах. Вместе с тем она может оказывать некоторое влияние на работу вентиляторов главного проветривания в зависимости от времени года, а иногда и суток увеличивая напор вентилятора или снижая его. В частности при низкой наружной температуре холодный воздух легко опускается вниз по стволу и при нагнетательном способе проветривания, направление движения воздуха, создаваемое вентилятором совпадает с направлением естественной тяги. В теплое время года при высокой наружной температуре эти направления взаимно противоположны. Таким образом, можно сказать, что влияние естественной тяги на проветривание шахт имеет сезонный характер.

Для примера рассмотрим формирование депрессии естественной тяги в двух смежных стволах (рис. 8.9).

Пусть два ствола заполнены воздухом плотностью ρ_1 и ρ_2 . Определяем давление на разделяющую перемычку.

В стволе 1 давление на перемычку равно $P_0 + g\rho_2 H$. Разность давлений равна $g(\rho_1 - \rho_2)H$. Это и будет депрессией естественной тяги в выработке между стволами.

В случаях, когда на шахте имеется несколько действующих горизонтов, естественная тяга будет разной для каждого из них (рис. 8.10).

Депрессия естественной тяги с изменением глубины шахты изменяется экспоненциально. В глубоких шахтах вследствие высокой температуры воздуха в исходящих струях депрессия естественной тяги совпадает с направлением работы вентилятора и является положительной.

Вместе с тем необходимо заметить, что существует ряд объектов, которые проветриваются исключительно за счет депрессии естественной

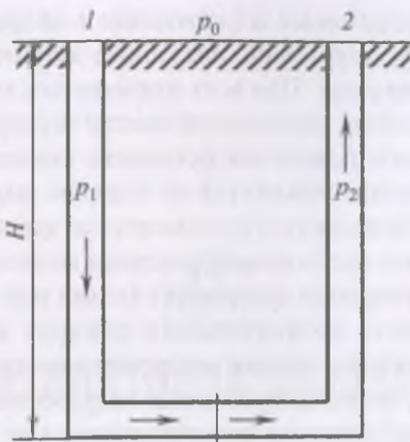


Рис. 8.9. Схема к определению депрессии естественной тяги в двух сообщающихся стволах

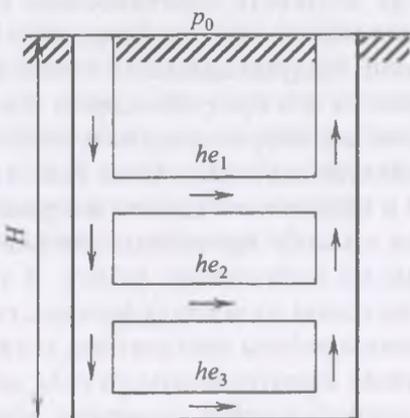


Рис. 8.10. Схема к определению естественной тяги при нескольких горизонтах

тяги. Это автомобильные и железнодорожные тоннели, тоннели метрополитенов, подземные паркинги и торговые центры крупных городов, подземные переходы и др.

8.8. Вентиляционные режимы при авариях

Из всех видов аварий в угольных шахтах, которые оказывают прямое воздействие на вентиляционную систему, наиболее характер-

ными являются эндогенные и экзогенные пожары, а также взрывы пыли, метановоздушной смеси, внезапные выбросы угля и газа, что бывает значительно реже. При всех упомянутых авариях происходит возмущение в системе вентиляции шахты в результате изменения плотности воздуха и появления источника повышенного давления, волна которого распространяется по горным выработкам и может опрокинуть вентиляционную струю вплоть до выхода на поверхность. Из всех упомянутых видов аварий реальная возможность управления вентиляционным режимом существует только при пожарах.

Основные места возникновения пожаров на угольных шахтах — это надшахтные здания воздухоподающих или воздуховыдающих стволов, шурфы, тупиковые выработки, очистные забои и, конечно, выработанные пространства, где могут возникать очаги эндогенных пожаров. Вентиляционный режим при любом пожаре сводится, как правило, к перераспределению воздушных потоков с целью не допустить проникновение продуктов горения в горные выработки шахты, где находятся люди. В случае пожара в надшахтном здании воздухоподающего ствола при всасывающем способе проветривания для предупреждения поступления в шахту пожарных газов необходимо реверсировать вентиляционную струю и закрыть противопожарные ляды в устье ствола для создания подпора. При пожаре в надшахтном здании, воздухоотводящего ствола при всасывающем способе проветривания вентилятор работает в прежнем режиме на пониженном дебите. В тех случаях, когда пожар возникает на одном из вентиляционных стволов на флангах шахтного поля, режим работы вентилятора, установленного в воздухоподающем стволе в центре шахтного поля не меняется.

Наиболее сложный случай возникает при возникновении пожара в лаве или прилегающей к ней выработке, по которой подается воздух. Решение об изменении режима вентиляции зависит от взаимного положения места возникновения пожара, горнорабочих, находящихся на смене и направления движения пожарных газов. В зависимости от этого режим остается прежним, либо реверсируется, а также возможен нулевой режим, т.е. полная остановка вентилятора на время выхода людей из опасной зоны, создаваемой пожаром. Все возможные ситуации обязательно отражаются в плане ликвидации аварии на каждой шахте и в случае наступления какой-либо позиции, дежурный диспетчер моментально дает команду на изменение режима работы главного вентилятора.

9

РАБОТА ВЕНТИЛЯТОРОВ НА ШАХТНУЮ СЕТЬ

9.1. Работа одного вентилятора

Любой вентилятор главного проветривания должен соответствовать аэродинамическим характеристикам вентиляционной сети. Графически это может быть проиллюстрировано наложением характеристики вентилятора на характеристику сети (рис. 9.1). Устойчивый и надежный режим работы вентилятора будет в случае пересечения характеристик в точке *A*, а также в любой точке, расположенной на нисходящей ветви кривой 1.

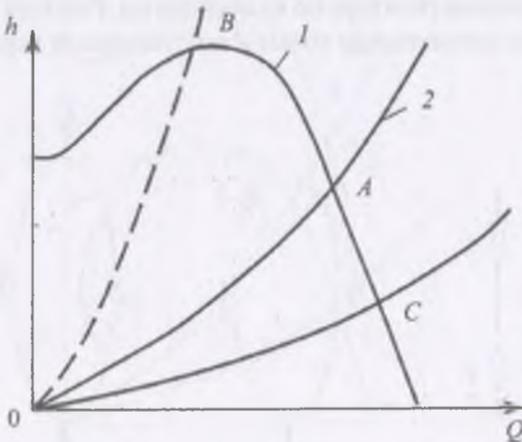


Рис. 9.1. Рабочий режим работы вентилятора на шахтную сеть:
1 — характеристика вентилятора; 2 — характеристика сети

Пересечение характеристик в точке *A* приведет к неустойчивой работе вентилятора на данную сеть, в точке *C* — к работе в зоне низкого к.п.д. Неустойчивые режимы работы вентилятора сопровождаются его неравномерной производительностью, пульсациями, что снижает надежность вентиляции, вызывает перегрузку двигателя, и могут явиться причиной поломки вала вентилятора. С целью исключения подобных явлений рабочие режимы работы вентилятора на шахтную сеть должны располагаться на нисходящей ветви кривой 1 справа от максимального значения депрессии.

9.2. Совместная работа вентиляторов

Для вентиляции шахт часто используют два и более вентиляторов. Возможны три схемы совместной работы вентиляторов на шахтную сеть: последовательная, параллельная и комбинированная (рис. 9.2).

При последовательной работе вентиляторы должны иметь одинаковую производительность. Результирующая работа, затрачиваемая двумя вентиляторами в вентиляционной сети, равна сумме их работ, т.е.

$$\begin{aligned} h_{\text{ш}} &= h_1 + h_2 \\ Q_{\text{ш}} &= Q_1 = Q_2. \end{aligned} \quad (9.1)$$

Суммарная характеристика определяется путем сложения характеристик каждого вентилятора по их ординатам. Рабочий режим будет соответствовать координатам точки *A* на суммарной характеристике,

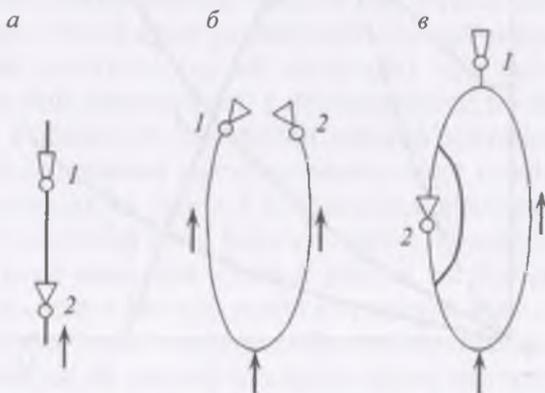


Рис. 9.2. Варианты схем совместной работы вентиляторов на шахтную сеть: а — последовательная; б — параллельная; в — комбинированная

а точки A_1 и A_2 соответствуют парциальным депрессиям вентиляторов 1 и 2. Из рис. 9.3 следует, что результирующие показатели при последовательной работе меньше суммы индивидуальных.

$$\begin{aligned} h_{\text{общ}} &= h_1 + h_2 + h_n \\ Q_{\text{общ}} &= Q_1 = Q_2 = \dots Q_n. \end{aligned} \quad (9.2)$$

При параллельной работе вентиляторов их результирующий дебит равен сумме их парциальных дебитов

$$\begin{aligned} h_{\text{общ}} &= h_1 + h_2 \\ Q_{\text{общ}} &= Q_1 + Q_2. \end{aligned} \quad (9.1)$$

Суммарная напорная характеристика в этом случае определяется суммированием индивидуальных характеристик по их абсциссам (рис. 9.4).

Параллельная работа вентиляторов целесообразна при малом сопротивлении сети. С увеличением сопротивления сети эффективность работы вентиляторов снижается. В точке A она равна нулю, так как результирующие показатели одинаковы с индивидуальными показателями вентиляторов. При дальнейшем увеличении сопротивления сети параллельная работа вентиляторов нецелесообразна, так как вентилятор II превращается в дополнительное сопротивление для вентилятора I.

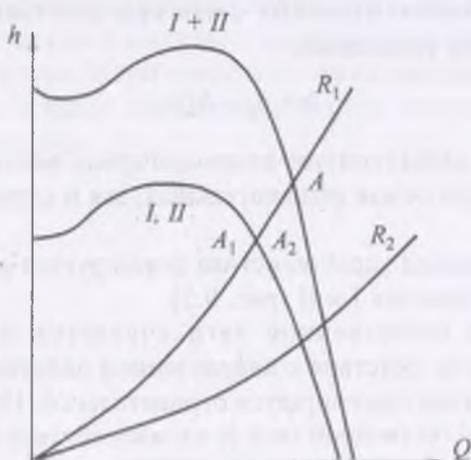


Рис. 9.3. График определения совместного режима работы вентиляторов при последовательном соединении в сетях с разными аэродинамическими сопротивлениями (R_1, R_2)

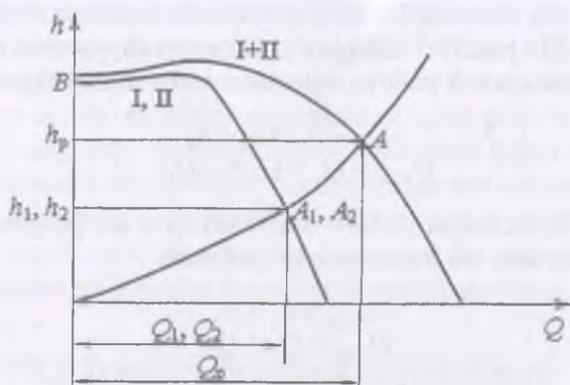


Рис. 9.4. График к определению рабочего режима двух одинаковых вентиляторов при параллельной работе на сеть

9.3. Совместная работа вентилятора и естественной тяги

Как отмечалось в предыдущих параграфах, естественная тяга — это источник энергии для воздушных потоков в вентиляционной сети, обусловленный изменением плотности воздуха на разных отметках по вертикали. Баланс механической энергии воздушных потоков в вентиляционных сетях при действии естественной тяги описывается уравнением

$$h + h_e = RQ^2. \quad (9.4)$$

Уравнение характеризует взаимодействие вентилятора и естественной тяги при ее как положительных, так и отрицательных значениях.

Результирующая характеристика формируется как сумма ординат двух характеристик I и II (рис. 9.5).

Депрессия естественной тяги считается положительной при совпадении ее действия с направлением действия вентилятора, в противном случае она считается отрицательной. При положительной депрессии естественной тяги ее взаимодействие с вентилятором является полезным, так как расход воздуха больше индивидуальных расходов в отдельности, т.е.

$$Q_p > Q_1 \text{ и } Q_p > Q_2. \quad (9.5)$$

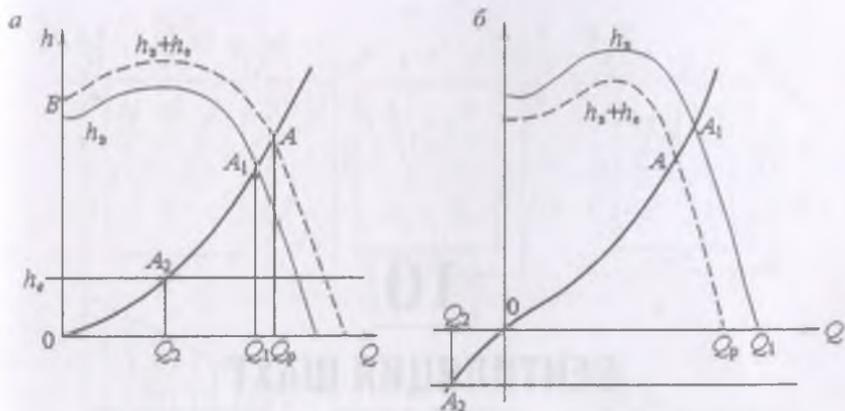


Рис. 9.5. График к определению рабочего режима при совместной работе вентилятора и естественной тяги:

а — при положительной депрессии естественной тяги,

б — при отрицательной депрессии естественной тяги

При отрицательной депрессии естественной тяги результирующий режим будет неэффективным, т.е. $Q_p < Q_1$.

Отдельно следует сказать о депрессии естественной тяги, возникающей в аварийных ситуациях, когда она может превысить депрессии вентилятора и вызвать опрокидывание вентиляционной струи. Особенно характерны такие ситуации при эндогенных и экзогенных пожарах в шахтах, а также при взрывах и внезапных выбросах угля и газа. Меры защиты от таких явлений должны быть предусмотрены в плане ликвидации аварии, что рассматривается в других дисциплинах.

10

ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ

10.1. Способы вентиляции шахт

Для обеспечения движения воздуха по горным выработкам необходимо создать определенный перепад давления на пути его движения. В зависимости от способа создания необходимого перепада давления различают нагнетательный, всасывающий и нагнетательно-всасывающий способы вентиляции шахт (рис. 10.1).

В такой последовательности один способ заменяют другим по мере углубки шахты с ростом газоносности пластов, газообильности выработок и аэродинамического сопротивления вентиляционной сети.

При нагнетательном способе (рис. 10.1, *a*) главный вентилятор нагнетает воздух в шахту с поверхности через воздухоподающий ствол, у устья которого создается избыточное давление P_1 , а в устье воздухоотводящего ствола оно остается равным атмосферному P_a . В результате в выработках шахты возникает перепад давления (компрессия)

$$h = P_1 - P_0. \quad (10.1)$$

Способ применяется на неглубоких шахтах с небольшим метановыделением при аэродинамической связи выработок с земной поверхностью через выработанное пространство, трещины и провалы, что исключает подсосы воздуха в шахту и при самовозгорании угля оксид углерода не попадает в действующие выработки. Но при аварийной остановке главного вентилятора давление воздуха в действующих выработках упадет, и в них будет поступать метан из выработанного пространства.

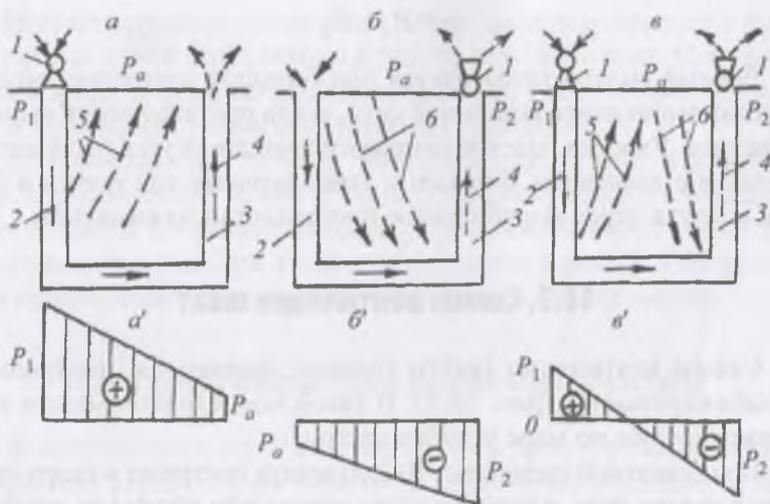


Рис. 10.1. Нагнетательный (а), всасывающий (б) и нагнетательно-всасывающий (в) способы вентиляции шахт и соответствующее им давление воздуха в шахте (а', б', в'):

1 — главный вентилятор; 2 — воздухоподающий ствол; 3 — воздухоотводящий ствол; 4 — исходящая струя; 5 — утечки воздуха; 6 — подсосы воздуха

При всасывающем способе (рис. 10.1, б) главный вентилятор отсасывает воздух из шахты, а свежий воздух засасывается через воздухоподающий ствол за счет разрежения и в шахте создается депрессия

$$h = P_a - P_2. \quad (10.2)$$

где P_2 — давление воздуха перед всасывающим вентилятором.

Всасывающий способ применяется на глубоких метанообильных шахтах. При аварийной остановке главного вентилятора давление воздуха в действующих выработках повысится, и метан будет засасываться из них в выработанное пространство. Способ нельзя применять на неглубоких шахтах при добыче самовозгорающегося угля. Самовозгорание интенсифицирует подсосы атмосферного воздуха, и оксид углерода будет поступать в действующие выработки.

При нагнетательно-всасывающем способе (рис. 10.1, в) у устья воздухоподающего ствола создается избыточное давление P_1 , а у устья воздухоотводящего ствола — разрежение P_2 соответственно нагнетательным и всасывающим вентиляторами. Депрессия шахты равна

$$h = P_1 - P_2. \quad (10.3)$$

Данный способ применяется при большом аэродинамическом сопротивлении вентиляционной сети, когда протяженность выработок велика. Участки пластов самовозгорающегося угля располагают в области с давлением, близким к атмосферному, где утечки и подсосы воздуха через выработанное пространство минимальны.

10.2. Схемы вентиляции шахт

Схемы вентиляции шахты бывают: фланговая, центральная и комбинированная (рис. 10.2). В такой последовательности одна сменяет другую по мере углубки шахты.

При фланговой схеме (рис. 10.2, а) воздух поступает в шахту через ствол в центре поля, а выходит через стволы или шурфы на его флангах. Схема применяется на неглубоких шахтах, когда нецелесообразно поддерживать единый вентиляционный горизонт. Разновидностями фланговой схемы являются крыльевая (рис. 10.2, а) и участковая (каждый участок имеет обособленную исходящую струю на свой шурф).

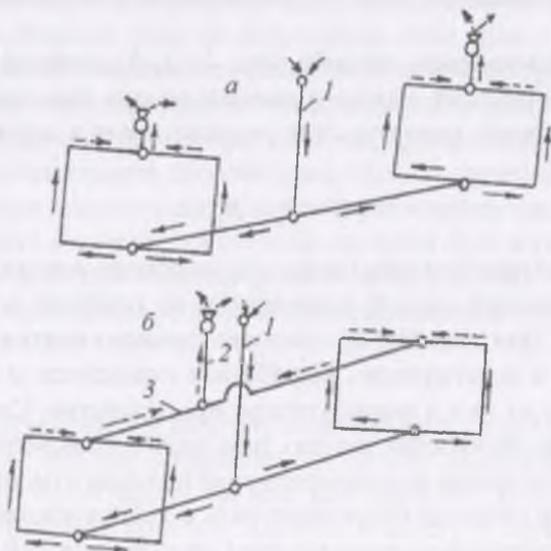


Рис. 10.2. Фланговая (а) и центральная (б) схемы вентиляции шахт:

- 1 — воздухоподающий ствол; 2 — воздухоотводящий ствол;
3 — вентиляционный горизонт; сплошные стрелки — свежая струя;
пунктирные — нисходящая

При центральной схеме (рис. 10.2, б) воздух поступает в шахту и выдается из нее через стволы в центре шахтного поля. Схема применяется при небольших размерах шахтного поля, небольшой мощности шахты, при разработке глубоких горизонтов.

Комбинированная схема — сочетание центральной и фланговой схем. Свежий воздух подается по центральному стволу, а исходящая струя выдается по расположенному рядом центральному стволу и по фланговым стволам. При такой схеме участки в центре и на флангах поля проветриваются раздельно, что удобно в случае аварии.

10.3. Схемы вентиляции выемочных участков

В вентиляции шахт к выемочным участкам относится система выработок, включающая очистной забой и подводящие к нему выработки. Учитывая широкий спектр горногеологических условий угольных шахт России варианты расположения выработок в пределах выемочных участков могут быть различными. Основными факторами, определяющими конфигурацию и взаимное расположение выработок выемочного участка являются угол падения и мощность угольных пластов.

В соответствии с конкретными условиями их залеганий применяются и схемы вентиляции выемочных участков, представляющие собой план горных работ с нанесенным на него направлением движения свежей и исходящей струй. От правильно выбранной схемы вентиляции выемочного участка зависит надежность проветривания очистных забоев и благоприятная аэрогазовая ситуация шахты в целом.

Современные тенденции развития подземной угледобычи с использованием высокопроизводительных выемочных комплексов нового поколения характеризуются переходом шахт на разработку мощных и средней мощности пластов пологого падения, где есть условия для внедрения подобной технологии. Наиболее приемлемой в данной ситуации является система разработки длинными столбами по простиранию с обрушением кровли, применяющаяся практически во всех угольных шахтах России.

Варианты схем проветривания выемочных участков при данной системе разработки представлены на рис. 10.3. Приведенные на рис. 10.3 схемы проветривания являются базовыми, которые в зависимости от конкретных условий могут корректироваться путем

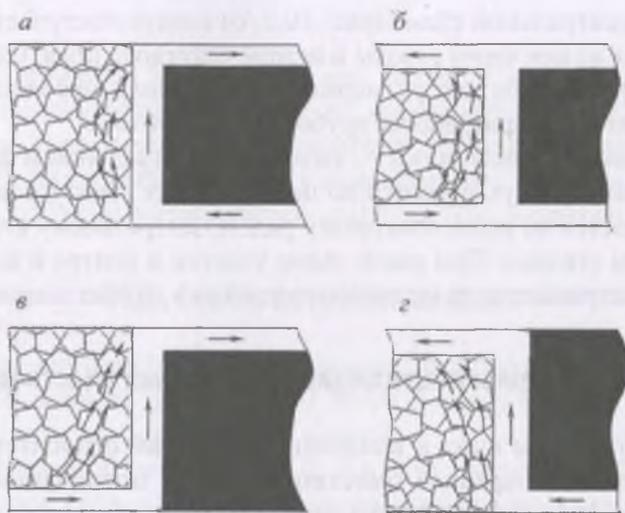


Рис. 10.3 Схемы проветривания выемочных участков при отработке пологих угольных пластов системой длинных столбов по простиранью с обрушением кровли: возвратноточная на массив (а), возвратноточная на завал (б), прямоточная (Z-образная) на массив (в), прямоточная (Z-образная) на завал (г)

нанесения дополнительных выработок. Выбор какой-либо схемы проветривания зависит от горногеологических условий залегания угольных пластов каждого месторождения.

Схемы проветривания выемочных участков при разработке пологих и наклонных пластов подразделяются на прямоточные, возвратноточные и комбинированные. В пределах каждой схемы проветривание очистного забоя (лавы) может быть восходящим или нисходящим. При работе высокопроизводительных очистных забоев, где за один проход комбайна отторгается до 1000 тонн свежотбитого угля, поступающего впоследствии на ленточный конвейер в конвейерном штреке, создается тяжелая аэрогазовая ситуация, связанная с вторичным поступлением газа с вентиляционной струей снова в очистной забой. В этом случае восходящее проветривание будет создавать дополнительные трудности, связанные с постоянным превышением допустимой концентрации метана в 1 % и автоматическим отключением электроэнергии на участке. Если угол падения пласта не превышает 10° , то возможен вариант прямоточной схемы проветривания на массив с нисходящим проветриванием, т.е. с подачей свежей струи через вентиляционный

штрек, где нет источников метановыделения. В этом случае газ, содержащийся в исходящей струе очистного забоя и поступающий из конвейерного штрека удаляется за пределы выемочного участка через фланговую выработку (рис. 10.4, а).

При углах падения пласта более 10° , где восходящее проветривание является обязательным, параллельно с вентиляционным, необходимо проходить второй штрек для отвода исходящей струи из очистного забоя, который будет служить как газодренажный (рис. 10.4, б). Подобная практика многоштрековой подготовки широко применяется в передовых угледобывающих странах. С некоторых пор это стало применяться и на шахтах России.

Что касается возвратноточной схемы проветривания с огибанием выработанного пространства (рис. 10.3, б), то в Кузбассе она никогда не применялась ввиду того, что поддержание конвейерного и вентиляционного штреков в завале весьма затруднительно и экономически нецелесообразно, кроме того, она создает утечки воздуха через завал, а это может способствовать зарождению очагов эндогенных пожаров при разработке пластов, склонных к самовозгоранию. В Донбассе данная схема находила широкое применение и была практически единственной при разработке пластов малой мощности сплошными системами, кроме того, антрациты не склонны к самовозгоранию. Следует напомнить, что при сплошных системах разработки столб не нарезается на всю длину, а вентиляционный и конвейерный штреки следуют за лавой с некоторым опережением.

На рис. 3.6, 3.7, 3.8 и 3.9 (глава 3) приведены схемы вентиляции выемочных участков при разработке мощных пластов крутого падения в Кузбассе (Прокопьевско-Киселевский район). На рис. 3.6 дана

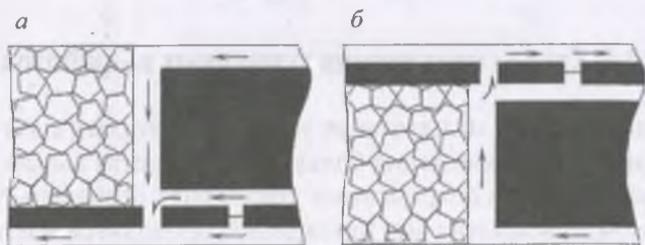


Рис. 10.4. Варианты схем проветривания выемочных участков при нисходящем (а) и восходящем (б) направлении вентиляционной струи при высокой газообильности очистного забоя

схема вентиляции щитового участка, где выработанное пространство находится всегда выше очистного забоя. По мере опускания щита угольные столбы разрушаются буровзрывным способом и уголь спускается по углеспускным печам на основной штрек, откуда транспортируется к стволу. Вентиляционная струя подается через крайнюю левую печь и через подщитовое пространство уходит на вентиляционный штрек следующего щитового столба.

На рис. 3.7, 3.8, 3.9 приведены схемы проветривания выемочных участков при разработке мощных угольных пластов крутого падения различными вариантами слоевых систем с закладной выработанного пространства.

Закладка выработанного пространства уменьшает сдвигание вмещающих пород и смежных угольных пластов, в результате чего газовый баланс участка формируется в основном за счет самого разрабатываемого пласта, включая вынимаемый слой и временно невынимаемую толщу. Газовый баланс по слоям рассмотрен в главе 12.

Все приведенные схемы вентиляции выемочных участков при разработке мощных пластов крутого падения, как с обрушением, так и с закладкой выработанного пространства, в настоящее время практически не применяются в Кузбассе. Однако любой горный инженер должен иметь о них общее представление как об определенном этапе развития технологии разработки угольных месторождений в разных угольных бассейнах страны. К настоящему времени сохранились слоевые системы разработки только на мощных пластах пологого падения. Однако технологическая схема выемки каждого слоя в таком пласте аналогична отработке пласта на полную мощность с той лишь разницей, что под рабочим слоем находится невынимаемая угольная толща, предназначенная для последующей выемки. Все слои отрабатываются с обрушением кровли.

10.4. Схемы вентиляции тупиковых выработок

Строительство и эксплуатация угольных и рудных шахт связаны с необходимостью проведения большого количества выработок разного назначения. При современных тенденциях строительства шахт в Кузбассе, где вскрытие месторождений проводится наклонными стволами, существенно увеличивается их длина и объем работ по их проходке. Также резко возросли размеры нарезаемых столбов по простиранию и очистных забоев по падению, что создает опре-

деленные проблемы в проветривании подготовительных выработок в процессе их проведения.

По характеру проведения выработки делятся на сквозные и тупиковые. Сквозные выработки могут проветриваться за счет общешахтной депрессии. Тупиковые выработки требуют дополнительных средств для проветривания и удаления вредных примесей в атмосфере. Особенностью проветривания таких выработок является то, что свежая струя воздуха и исходящая должны проходить по одной и той же выработке по всей ее протяженности, организация вентиляции в этих случаях осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания и гибких или жестких вентиляционных труб (рис. 10.5, 10.6).

Достоинством нагнетательного метода проветривания следует отнести то, что в призабойное пространство подается чистый воздух. В дальнейшем, по мере продвижения воздуха от забоя к устью выработки он постепенно обогащается метаном и другими газами, включая пыль, и вливается в основной поток воздуха, движущегося по главной выработке. Для исключения рециркуляции отработанного воздуха и его повторного поступления в проводимую выработку вентилятор местного проветривания необходимо устанавливать не ближе 10 м от сопряжения. При этом подача вентилятора должна быть не более 70% расхода воздуха, движущегося по сквозной выработке.

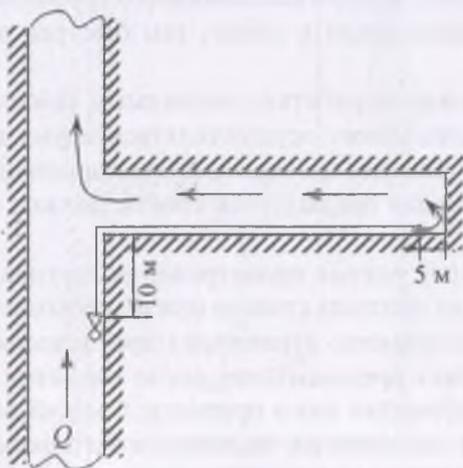


Рис. 10.5. Схема проветривания тупиковых выработок гибким трубопроводом

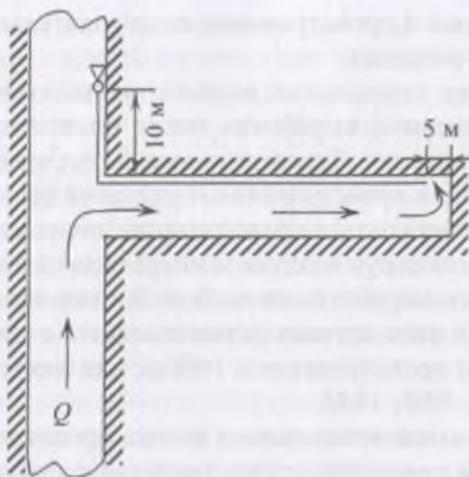


Рис. 10.6. Схема проветривания тупиковой выработки всасывающим способом с жестким трубопроводом

Возможно также для проветривания тупиковой выработки использование жесткого трубопровода (рис. 10.6).

Достоинство такого метода в том, что загрязненный воздух отводится из призабойной зоны изолированно по трубопроводу, а свежий воздух поступает к забою по выработке, где могут находиться люди. Эффективность проветривания выработки зависит от расстояния между концом всасывающего трубопровода и забоем. Чем ближе он расположен к забою, тем быстрее проветривается выработка.

При проведении выработки спаренными забоями проветривание каждой из них может осуществляться двумя вентиляторами местного проветривания по схеме, представленной на рис. 10.7. В этом случае каждая предыдущая сбойка должна перекрываться перемычкой.

Отдельно стоит вопрос проветривания вертикальных тупиковых выработок или шахтных стволов при их проходке. В этом случае призабойное пространство ограничено проходческим полком, что затрудняет удаление вредных газов после взрывания без дополнительной интенсификации этого процесса. Свежий воздух подается вентилятором, установленным на полке, а загрязненный удаляется с помощью вентилятора на поверхности (рис. 10.8), при этом вентилятор, установленный на полке выполняет вспомогательную роль,

перемешивая воздух и содержащиеся в нем примеси в пространстве между полком и забоем, а всасывающий вентилятор в устье ствола имея большую производительность осуществляет отсос загрязненного воздуха на поверхность. Достоинство этого способа заключается в том, что выработка проветривается быстро и постоянно заполнена свежим воздухом.

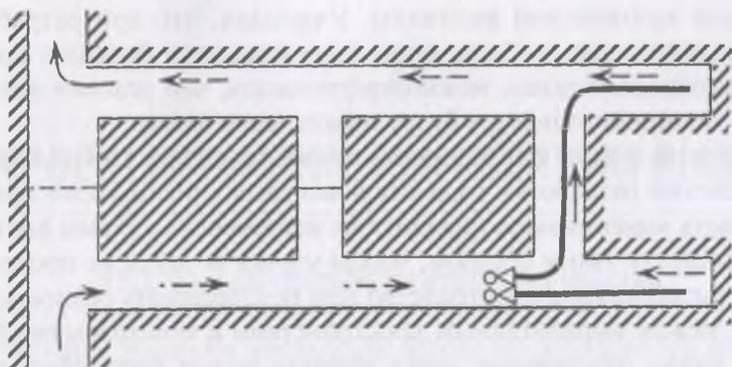


Рис. 10.7. Схемы проветривания выработок, проходимых спаренными забоями

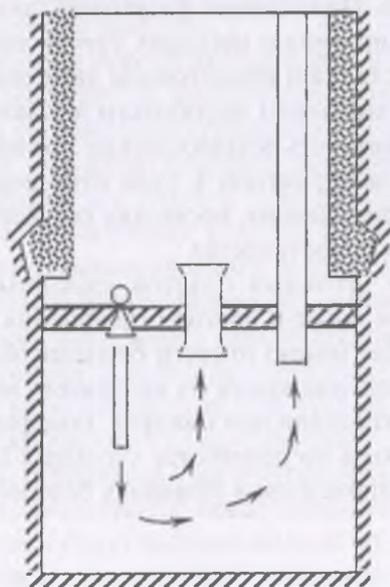


Рис. 10.8. Комбинированное проветривание при проходке шахтного ствола

10.5. Схемы вентиляции при разработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию

Как отмечалось ранее, угольные пласты, склонные к самовозгоранию, способны окисляться при условии притока свежего воздуха, обогащенного кислородом, если масса угольного скопления достигла критической величины. Учитывая, что при разработке угольных пластов любыми системами остаются большие потери угля, уходящие в завал, можно предполагать, что условия для развития эндогенного пожара будут практически всегда.

В связи с этим при проектировании технологических параметров систем разработки горючих ископаемых необходимо предусматривать максимальную полноту их извлечения, а схемы вентиляции выбирать таким образом, чтобы утечки воздуха не проходили через выработанное пространство или поддерживать разность давлений между выработанным пространством и поверхностью близкой к нулю. Достижение этого эффекта может быть обеспечено применением нагнетательно-всасывающего способа проветривания шахты, или нагнетательного способа проветривания при разработке верхних горизонтов. Применение фланговой схемы проветривания способствует формированию меньших утечек воздуха через выработанное пространство при прямоточном движении воздуха по конвейерным и вентиляционным выработкам выемочного участка, что также снижает вероятность возникновения пожара.

Наиболее неблагоприятной в этом отношении является центральная схема проветривания, поскольку создает большую депрессию в выработанном пространстве.

На разработку угольных пластов, склонных к самовозгоранию накладываются также и другие ограничения технологического характера, к которым можно отнести бесцеликовую выемку угольных пластов, применение крепи из негорючих материалов, специальные режимы вентиляции при пожарах, пожарное водоснабжение и др. Все мероприятия по разработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию приведены в Правилах безопасности в угольных шахтах.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ

11.1. Выбор способа вентиляции шахты

Решение вопросов вентиляции шахты осуществляется, как правило, на стадии проектирования. Первоначально делается выбор способа и схемы вентиляции, что зависит от горно-геологических условий, проектной мощности шахты, глубины разработки, размера шахтного поля и других факторов.

Способ вентиляции определяет давление в горных выработках по отношению к давлению на поверхности, разность которых влияет на величину и направление утечек воздуха через выработанное пространство в ту или иную сторону. Этот фактор имеет важное значение при разработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию, так как именно утечки воздуха через выработанное пространство, где всегда остается много потерь угля, превышающих его критическую массу, необходимую для самовозгорания, создают условия для его первоначального окисления, переходящего в горение. В связи с этим при проектировании шахт всегда проводится предварительный лабораторный анализ угля из каждого угольного пласта в свите на склонность к самовозгоранию. На шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к самовозгоранию, предпочтительным является нагнетательный способ проветривания, так как в этом случае продукты горения будут направлены вместе с утечками воздуха на поверхность, а не в горные выработки шахты. Одновременно это также снизит и поступление метана из завала в очистной забой, что тоже положительно скажется на аэрологической ситуации в шахте.

На негазовых шахтах и шахтах, разрабатывающих угольные пласты, не склонные к самовозгоранию, особенно на больших глубинах возможно использование всасывающего способа проветривания, что может быть эффективным при нескольких вентиляторах, установленных на флангах.

Нагнетательно-всасывающий способ проветривания следует выбирать в тех случаях, когда в районе очистных забоев шахт желательно поддерживать минимальную депрессию, чтобы разность давлений между поверхностью и очистным забоем была близкой к нулю.

11.2. Выбор схемы вентиляции шахты

При выборе схемы вентиляции шахты необходимо учитывать следующие факторы: размер шахтного поля, аэродинамическое сопротивление самого дальнего маршрута в вентиляционной сети шахты, максимальную пропускную способность горных выработок по воздуху, максимальное использование для проветривания выработок общешахтной депрессии, обособленную вентиляцию очистных забоев свежей струей воздуха, возможность оперативного реверсирования струй в случаях аварий и др.

В современных шахтах Кузбасса и других бассейнов страны наиболее эффективными явились фланговые схемы проветривания при вскрытии наклонными стволами через фланговые шурфы, что позволяет иметь минимальное число горных выработок при одном, реже двух очистных забоях.

В пределах очистных участков шахт, где работают высокопроизводительные выемочные комплексы, схема проветривания является важнейшим элементом управления газовыделением, обеспечивающим нормальную аэрогазовую ситуацию в шахтной атмосфере. При этой схеме существует возможность подачи свежей струи воздуха в очистной забой по выработкам, свободным от поступления вредных примесей, в частности, через вентиляционный штрек. При углах падения пласта менее 10° свежая струя, поступая в лаву из вентиляционного штрека, спускается к конвейерному, по которому тоже идет воздух по направлению к лаве и, сливаясь в общий поток, поступает на фланговую выработку, выходящую на шурф. По такой схеме возможно проветривание как однокрылой, так и двукрылой панели.

В прошлом на шахтах широко применялась центрально-сдвоенная схема проветривания с расположением воздухоподающего и воздуховыдающего стволов в центре шахтного поля. Однако, сейчас такие схемы практически не применяются и представляют скорее исторический интерес.

11.3. Прогноз газообильности шахт

Прогноз газообильности шахты является важнейшим моментом при проектировании вентиляции строящегося горного предприятия, так как по этому показателю определяются способ и схема проветривания, а также выбирается главный вентилятор. Прогноз газообильности шахты осуществляемый на стадии проектирования, требует большого количества исходных данных, получаемых в процессе предварительной разведки месторождения, включая строение угольных пластов, их мощность, угол падения, природную газоносность, наличие смежных пластов, мощность междупластья и др.

В действующем в настоящее время Руководстве по проектированию вентиляции угольных шахт 1989 года даются рекомендации по расчету газовыделения из каждого источника, который может теоретически участвовать в формировании общего газового баланса шахты. Многие расчетные формулы, приведенные в Руководстве, являются эмпирическими, ориентированными на определенные угольные бассейны бывшего СССР, предполагают большое количество лав, шахтопластов и горизонтов на одной шахте, чего нет в современных шахтах, в связи, с чем в данном учебном пособии принято решение не помещать его полное изложение, а ограничиться лишь некоторыми принципиальными положениями, не утрачившими актуальность на сегодняшний день.

В частности, особенностью проектирования вентиляции в современных шахтах является то, что в них работают, как правило, одна, редко две лавы, оснащенные высокопроизводительными механизированными комплексами производства известных мировых фирм горного машиностроения, что позволяет обеспечивать суточную производительность по добыче угля до 40 тыс. тонн и высокие темпы подвигания очистного забоя. Это, в свою очередь, делает неактуальной возможность поступления метана из смежных с разрабатываемым угольных пластов ввиду того, что на всех шахтах при-

меняется нисходящий порядок обработки пластов, что исключает соответственно их подработку, а нижележащие пласты испытывают воздействие разгрузки в значительно меньшей степени и с большим отставанием от проекции линии очистного забоя, в результате чего газ практически не может через межпластовую толщу мигрировать в очистной забой рабочего пласта.

Кроме того, ввиду достаточно простой схемы горных выработок новых шахт других источников газовыделения кроме очистного и подготовительных забоев, а также выработок, по которым транспортируется уголь по большому счету нет. В связи с этим основными составляющими газового баланса шахты следует считать отбитый уголь в очистном и подготовительном забоях, в зависимости от его массы, и времени пребывания, уголь, движущийся по конвейерной линии шахты, свежееобнавленную поверхность угольного пласта после прохода комбайна, интенсивность газовыделения с которой пропорциональна скорости подвигания лавы. В некоторых случаях возможны и другие источники поступления метана в горные выработки, в частности, при наличии суффляров, прорывов газа из старых выработанных пространств или газовых коллекторов. Не исключается также газовыделение из выработанного пространства, но только в тех случаях, когда угольный пласт разрабатывается с разделением на слои и временно невынимаемая толща примыкает вплотную к разрабатываемому слою или в завал уходят большие потери угля из очистного забоя ввиду неполного захвата мощности пласта исполнительным органом комбайна. Однако, во всех упомянутых случаях наибольшая доля газового баланса выемочного участка принадлежит отбитому углю, общая масса которого может достигать 300—400 тонн в определенных фазах технологического цикла. С учетом этого прогноз газообильности очистного забоя должен производиться по максимальному дебиту метана, который определяется схемой работы комбайна и газоносностью призабойной зоны угольного пласта. Максимальный дебит метана в очистной забой будет соответственно при максимальной массе угля на лавном конвейере, когда комбайн находится в крайнем верхнем положении и конвейер полностью загружен углем. Газовыделение из отбитого угля в этом случае будет определяться по формуле

$$I = (X_0 - X_{\text{ост}}) L \cdot m \cdot d \cdot \gamma, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (11.1)$$

где X_0 — газоносность пласта в краевой части, $\text{м}^3/\text{т}$; $X_{\text{ост}}$ — остаточная газоносность отбитого угля на выходе из выемочного участка, $\text{м}^3/\text{т}$; L — длина лавы, м ; m — вынимаемая мощность пласта, м ; d — ширина захвата комбайна, м ; γ — плотность угля в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$.

Второй составляющей общего дебита газа в очистной забой является газовыделение из обнаженной поверхности угольного пласта сразу после прихода комбайна. При непрерывном цикле работы в лаве газоносность призабойной части пласта практически остается постоянной, что, в свою очередь, определяет постоянство газоотдачи его свежеобнаженной поверхности. Объем газа, выделяющегося с поверхности обнажения можно определить по формуле

$$I = I_0 / at \quad (11.2)$$

где I_0 — начальная интенсивность газоотдачи с поверхности обнажения, $\text{м}^3/\text{мин}$; t — время после обнажения, мин ; a — коэффициент, характеризующий темп снижения газовыделения во времени (определяется опытным путем).

Учитывая, что один проход комбайна вдоль лавы при ее средней длине 250—300 м занимает 25—30 минут, время обнажения разных отрезков поверхности очистного забоя будет изменяться также от 0 до 30 минут, что при строгом подходе к прогнозу газообильности необходимо было бы учитывать в расчетах. Однако в практическом плане вполне допустимо принять среднее время обнажения на всей длине лавы, что существенно не скажется на конечном результате. Для проверки наличия или отсутствия газовыделения из выработанного пространства необходимо провести поперечную газовую съемку в очистном забое в нескольких сечениях, однако это возможно только для действующих шахт.

По аналогии с очистным забоем рассчитывается газовыделение в подготовительный забой, находящийся в проходке с учетом производительности комбайна, объема горной массы, отторгаемой в единицу времени и газоносности пласта в призабойной части.

Все остальные горные выработки, пройденные ранее, не являются активными источниками газовыделения и могут учитываться в расчете общей газообильности шахты коэффициентом 1,1—1,15.

С учетом изложенного, общая газообильность проектируемой шахты может вычисляться по формуле

$$I_{\text{III}} = 1,1 \cdot (\Sigma I_{\text{оч}} + \Sigma I_{\text{пр}} + \Sigma I_{\text{вп}} + \Sigma I_{\text{п}} + \Sigma I_{\text{д}}), \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (11.3)$$

где $\Sigma I_{\text{оч}}$ — сумма газообильности очистных забоев, м³/мин; $\Sigma I_{\text{пр}}$ — сумма газообильности выработок, находящихся в проходке, м³/мин; $\Sigma I_{\text{вп}}$ — суммарное газовыделение из выработанных пространств, м³/мин; $\Sigma I_{\text{п}}$ — суммарная газообильность поддерживаемых выработок, м³/мин; $\Sigma I_{\text{д}}$ — суммарное газовыделение из дополнительных источников, м³/мин.

В заключение следует отметить, что все рассуждения, приведенные выше, относятся в основном к проектируемым шахтам, в связи с чем носят ориентировочный характер и требуют уточнений в последующем. Для действующих шахт газообильность очистных и подготовительных забоев с достаточно высокой точностью может определяться опытным путем непосредственно на конкретном объекте, либо по аналогичным объектам на данном пласте. При этом предпочтение следует отдавать не относительной, а абсолютной газообильности как наиболее объективному показателю.

11.4. Расчет количества воздуха для проветривания шахт

Главной целью воздуха, подаваемого в шахту, является поддержание концентрации метана в атмосфере не более 1 %, а также обеспечение нормальной жизнедеятельности персонала в процессе труда. Каждый источник метана требует стократного превышения количества подаваемого воздуха по отношению к объему газовыделения, а потребление кислорода людьми, работающими в шахте, не менее 6 м³/мин на каждого человека. Следовательно, эти два критерия являются главными при проектировании вентиляции шахт.

Исходя из требований Правил безопасности в угольных шахтах, количество воздуха по метану рассчитывается по формуле

$$Q = \frac{100 \cdot I \cdot K_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (11.4)$$

где I — абсолютная газообильность очистного или подготовительного забоя, м³/мин; $K_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности газовыделения в выработку; C — допустимая концентрация метана на исходящей струе очистного или подготовительного забоя, %; C_0 — допустимая концентрация метана во входящей струе, %.

Количество воздуха, необходимое для обеспечения дыхания людей, рассчитывается исходя из норматива на одного работающего — 6 м³/мин по формуле

$$Q = 6 \cdot n, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (11.5)$$

где n — максимальное число работающих в смене.

При активном ведении взрывных работ количество воздуха может рассчитываться по газам, выделяющимся при взрывании

$$Q = \frac{34}{T} \sqrt{B \cdot V_{\text{оч}}}, \quad (11.6)$$

где T — время проветривания после взрыва, мин; B — масса взрываемого ВВ, кг; $V_{\text{оч}}$ — объем очистного забоя, м³.

Из всех полученных значений количества воздуха принимается максимальное.

В целом по шахте расход воздуха определяется по формуле

$$Q = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{\text{уч}} + \Sigma Q_{\text{п.в}} + \Sigma Q_{\text{под.в}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{ут}}), \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (11.7)$$

где $\Sigma Q_{\text{уч}}$ — расход воздуха для проветривания выемочных участков; $\Sigma Q_{\text{п.в}}$ — расход воздуха для проветривания подготовительных выработок; $\Sigma Q_{\text{под.в}}$ — расход воздуха для проветривания поддерживаемых выработок (вентиляционные и конвейерные штреки, уклоны, бремсберги и др); $\Sigma Q_{\text{к}}$ — расход воздуха для проветривания камер; $\Sigma Q_{\text{ут}}$ — утечки воздуха за пределами выемочных участков.

Коэффициент 1.1 учитывает неравномерность распределения воздуха по вентиляционной сети.

После расчета общешахтного количества воздуха необходимо сделать проверку сечения выработок по допустимой скорости воздуха. Для каждой выработки рассчитывается скорость движения воздуха по формуле

$$V_{\text{в}} = Q / \gamma S_{\text{в}}, \quad (11.8)$$

где Q — расход воздуха в выработке, м³/с; $S_{\text{в}}$ — сечение выработки в свету, м²; γ — коэффициент, учитывающий загромождение выработки различным оборудованием.>

Должно выполняться условие

$$V_{\text{min}} \leq V_{\text{в}} \leq V_{\text{max}} \quad (11.9)$$

где V_{\min} , V_{\max} — минимальная и максимальная скорость воздуха для данной выработки.

При $V_B > V_{\max}$ необходимо увеличивать сечение выработки или пускать воздух по двум выработкам. В зарубежной практике к очистному забою иногда подходят по 3—4 конвейерных и вентиляционных штрека, что снимает все ограничения по скорости воздуха.

11.5. Расчет общешахтной депрессии

Депрессией шахты называется разность давлений в точках входа и выхода воздуха из шахты на поверхность. Эта разность давлений создается вентилятором и может поддерживать давление в шахте выше или ниже атмосферного в зависимости от принятого способа проветривания. При проектировании вентиляции шахт общешахтная депрессия определяется как сумма депрессий отдельных участков вентиляционной сети, для чего выбирается маршрут наиболее трудный с точки зрения аэродинамического сопротивления выработок, и с обязательным включением в него очистного забоя.

Величина потери депрессии на преодоление каждого участка, включенного в выбранный маршрут, определяется по формуле

$$h = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \quad (11.10)$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления данного участка, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$; L — длина выработки, м; P — периметр поперечного сечения выработки, м; S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ; Q — количество воздуха, проходящего по выработке, $\text{м}^3/\text{с}$.

Коэффициент α выбирается для проектируемых шахт по справочнику, для действующих шахт — опытным путем.

После суммирования депрессий по отдельным участкам вводятся дополнительные коэффициенты на потерю давления в канале вентилятора и в самом вентиляторе, каждый из которых равен 0,9. Тогда общешахтная депрессия, которую должен обеспечивать вентилятор, будет равна

$$h_{\text{ш}} = \frac{\sum h_i}{0,9 \cdot 0,9}, \quad (11.11)$$

где Σh_i — сумма депрессий по отдельным участкам вентиляционной сети, Па.

Все рассчитанные значения депрессий отдельных участков сети сводятся в таблицу, где содержатся все данные о горных выработках, по которым должна проходить вентиляционная струя (образец табл. 11.1).

По результатам расчета депрессии строится депрессионная диаграмма в координатах $h-l$, где l — длина каждого участка. Откладывая на оси абсцисс длину участка, а по оси ординат — потерю давления на нем, получим график изменения депрессии для всей шахты, который в начале маршрута имеет максимум, а в конце маршрута приходит в ноль (если был принят нагнетательный способ проветривания). При всасывающем способе проветривания депрессионная диаграмма начинается с нуля и в конце маршрута приходит к максимуму, но со знаком минус (рис. 11.1).

По углам наклона отрезков депрессионной диаграммы можно судить об аэродинамическом сопротивлении данной выработки — чем больше наклон, тем больше тратится напора на преодоление ее сопротивления.

В заключение следует заметить, что при необходимости в расчет общешахтной депрессии может быть включена и естественная тяга, которая может облегчать или затруднять работу вентилятора главного проветривания.

Таблица 11.1

Расчет общешахтной депрессии

№ п/п	Наименование выработки	Коэффициент аэродинамического сопротивления, $\alpha 10^4, \text{H}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$	Длина выработки, м	Поперечное сечение, м^2	Периметр, м	Количество воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$	Депрессия, Па	
							min	max
	Выработка № 1 Выработка № 2 и т.д.							
							Σh_{\min}	Σh_{\max}

Примечание: В колонке «Длина выработки» ставится ее минимальное и максимальное значения

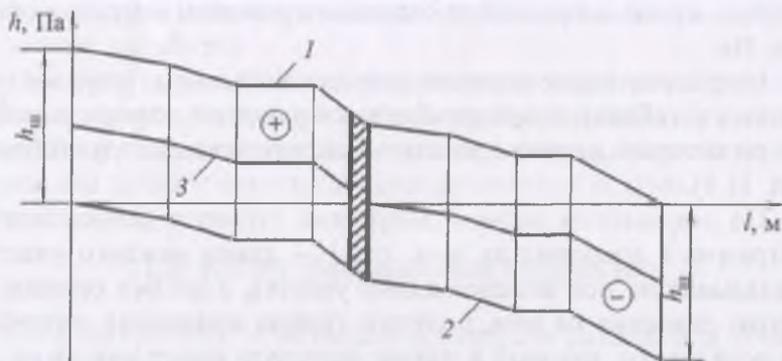


Рис. 11.1. Депрессионная диаграмма при нагнетательном (1), всасывающем (2) и нагнетательно-всасывающем способах (3) проветривания шахты. Штриховкой показано давление в зоне очистного забоя

11.6. Выбор вентилятора главного проветривания

Вентилятор главного проветривания шахты выбирается на основе рассчитанных значений требуемого количества воздуха и общешахтной депрессии. Выбранный вентилятор должен обеспечивать надежное проветривание, иметь высокий к.п.д. не менее 0,8, а также иметь резерв по производительности и напору на перспективу при развитии вентиляционной сети шахты. Вентиляторы главного проветривания могут быть по конструктивному исполнению как осевые, так и центробежные. Осевые вентиляторы имеют более низкий напор и производительность в сравнении с центробежными и применяются на шахтах, отрабатывающих первые горизонты и имеющих относительно небольшую вентиляционную сеть.

Центробежный вентилятор имеет большую степень сжатия воздуха в спиралевидном корпусе и, соответственно, развивает более высокую депрессию, что позволяет проветривать шахту с большим аэродинамическим сопротивлением.

В настоящее время типовой ряд вентиляторов главного проветривания центробежного типа включает следующие марки: ВЦ-31,5, ВЦД-31,5, ВЦД-47,5, ВЦД-47 «Север» и ВЦД-42,5.

Осевые вентиляторы представлены марками ВОД-30, ВОД-40М, ВОД-50, а так же одноступенчатыми реверсивными высокоскоростными вентиляторами нового поколения серии ВО: ВО-22РЗ,

ВО-34РЗ, ВО-48РЗ. Цифры в марках вентиляторов обозначают диаметр рабочего колеса в дециметрах.

Выбор конкретного типа вентилятора осуществляется по расчетным значениям расхода воздуха и общешахтной депрессии по графикам на рис. 11.2.

Выбор главного вентилятора следует начинать с осевых вентиляторов, постепенно увеличивая диаметр рабочего колеса. Если осевые вентиляторы не подходят по напору, начинают выбор из центробежных вентиляторов, используя полученные при стендовых испытаниях области экономичного режима с $\eta \geq 0,8$.

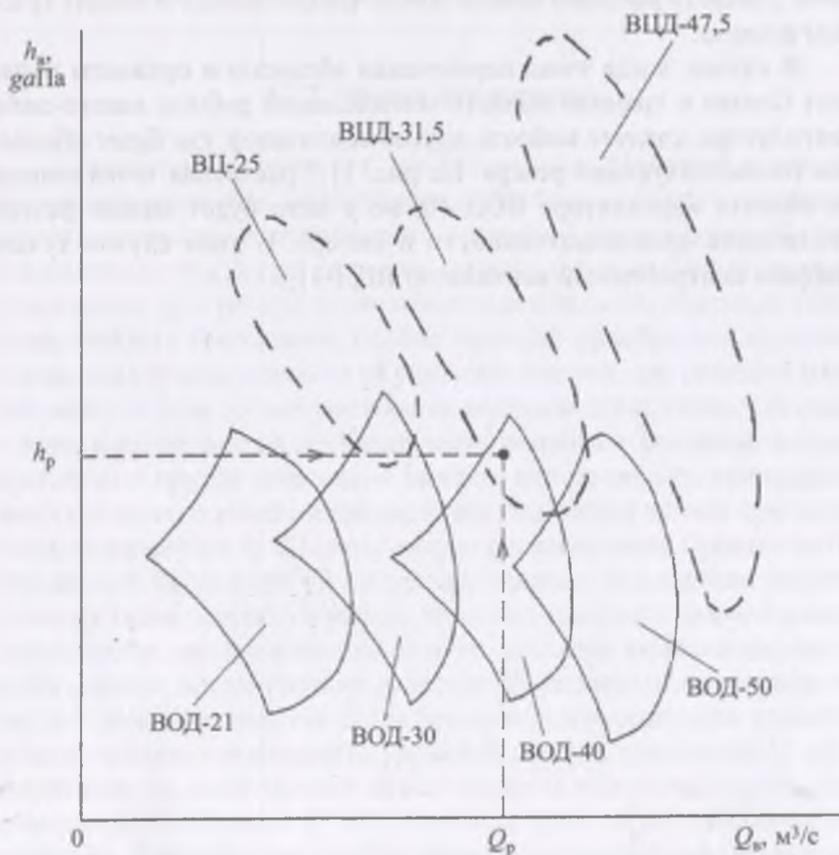


Рис. 11.2. Графики для выбора главного вентилятора шахты по рассчитанным значениям производительности и напора

Выбранный вентилятор должен экономично работать в течение всего срока службы и иметь резерв для увеличения в случае необходимости. Если это не выполняется, то выбирают другой вентилятор с более высокими значениями по производительности и напору.

Центробежный вентилятор, по сравнению с осевым, сильнее сжимает всасываемый воздух в спиралевидном кожухе, имеет большую степень сжатия и выбрасывает из себя воздух под большим напором развивая большую депрессию. Он тяжелее, потребляет больше электроэнергии и, следовательно, дороже в изготовлении и в эксплуатации. Но в тоже время, он может проветривать более протяженную шахту с большим аэродинамическим сопротивлением. Диаметр рабочего колеса обеспечивает большую подачу (расход) воздуха.

В случае, когда точка пересечения абсциссы и ординаты попадает близко к границе области оптимальной работы какого-либо вентилятора, следует выбрать другой вентилятор, где будет обеспечен соответствующий резерв. На рис. 11.2 расчетная точка попала на область вентилятора ВОД-40, но у него будет малый резерв увеличения производительности и напора. В этом случае лучше выбрать центробежный вентилятор ВЦД-31,5.

12

ДЕГАЗАЦИЯ ШАХТ

12.1. Общие положения

Дегазацией называется искусственное извлечение метана из угольных пластов различными способами, обеспечивающими газоотдачу массива и снижение его природной газоносности. В свете современных тенденций развития техники и технологии подземной угледобычи, при резком росте производительности очистных механизированных комплексов, особое значение приобретает проблема управления газовыделением из угольных пластов, для решения которой недостаточно только увеличения подачи воздуха в шахту. В связи с этим назрела острая необходимость подойти к решению данной проблемы с другой стороны — снизить интенсивность газовыделения из угольного пласта в процессе его разработки за счет предварительной дегазации. В 2011 году вышло постановление Правительства Российской Федерации «О допустимых нормах содержания взрывоопасных газов (метана) в шахте, угольных пластах и выработанном пространстве, при превышении которых дегазация является обязательной». Данное постановление является обязательным к исполнению как для действующих, так и для проектируемых шахт при условии, если природная газоносность угольных пластов превышает $13 \text{ м}^3/\text{т}$, следовательно, если природная газоносность какого-либо угольного пласта окажется больше $13 \text{ м}^3/\text{т}$, то ее надо снижать до установленной величины. В рамках реализации данного постановления Правительства РФ на каждой шахте составляется проект дегазации разрабатываемых пластов и вводится специальная служба — участок дегазации.

Извлекаемый из угольных пластов метан, как ценный энергетический продукт, подлежит утилизации в котельных установках, что практикуется в передовых шахтах Кузбасса, в частности, на шахте им. С.М. Кирова АО СУЭК-Кузбасс. Однако в большинстве шахт метан, извлеченный из систем дегазации, выбрасывает в атмосферу, что создает условия для накопления парниковых газов и разрушения озонового слоя над данной территорией. При этом надо иметь ввиду, что из систем вентиляции шахт вообще весь метан поступает в атмосферу, так как там еще нет технологии очистки газовой смеси в исходящих струях шахт, где при ее колоссальном объеме даже 0,75 % метана может исчисляться сотнями кубометров в минуту.

В целом следует заметить, что успешное решение проблемы дегазации шахт — это не только обеспечение безопасности подземной угледобычи, но и возможность повышения эффективности использования горнодобывающей техники за счет снижения простоев при превышении допустимой концентрации метана на исходящих струях участков.

12.2. Способы дегазации шахт

12.2.1. Дегазация угольных пластов скважинами

Наиболее распространенным способом дегазации угольных пластов является бурение дегазационных скважин. Скважина, пробуренная в угольном пласте, создает поверхность обнажения, через которую начинается выделение метана по всей внутренней поверхности со скоростью, пропорциональной разности давлений в массиве и скважине. Учитывая, что угольный пласт является трещиновато-пористой средой и обладает трещинной анизотропией в разных направлениях, газовый дебит скважин также может зависеть от их ориентации в плоскости пласта. Это связано с тем, что угольный пласт в процессе своего генезиса формировался послойно, поэтому трещины напластования, как правило, являются наиболее проводящими и скорость фильтрации газа по ним всегда выше, чем в направлении, перпендикулярном плоскости пласта. Поэтому скважины, лежащие в плоскости пласта, всегда менее эффективны чем скважины, ориентированные вкрест простирания пласта, так как последние вскрывают наиболее проводящие трещины по всей мощности пласта, в результате чего формируется зона газового

дренирования в виде кругового цилиндра, оси которого равны как в направлении линии простирания, так и в направлении линии падения и совпадают с величиной радиуса влияния скважины в обоих направлениях (см. п. 12.5). Основные схемы дегазации угольных пластов скважинами представлены на рис. 12.1, 12.2, 12.3, 12.4.

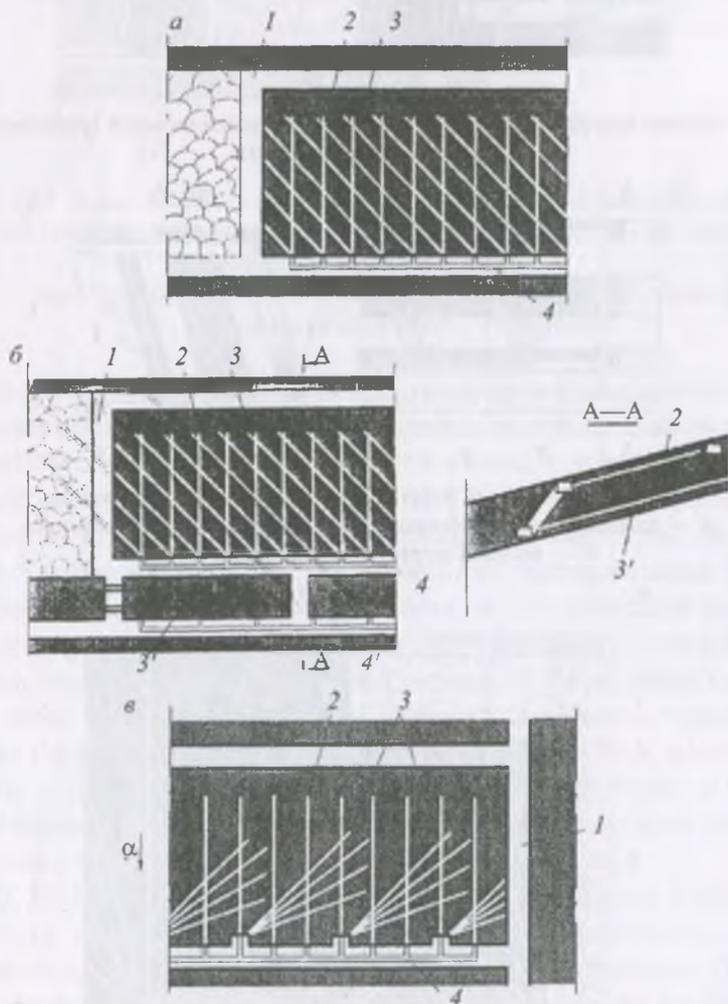
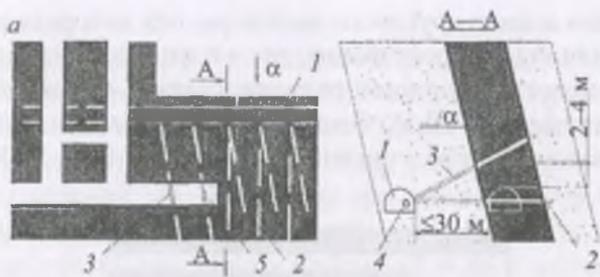
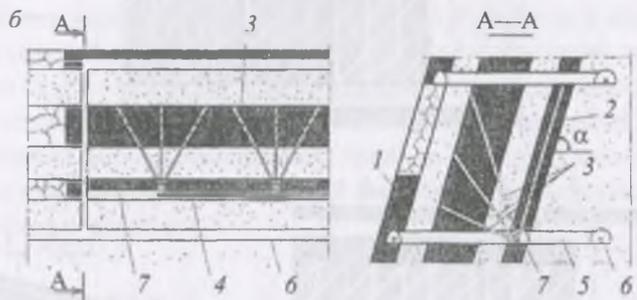


Рис. 12.1. Схема дегазации угольных пластов плоскими скважинами, пробуренными из конвейерной выработки:

а, б — перекрещивающимися скважинами, *в* — параллельно восстающим и веерными скважинами; *1* — очистной забой, *2* — вентиляционный штрек, *3* — скважины, *4* — конвейерный штрек



1 — полевая выработка, 2, 3 — скважины, 4 — дегазационный трубопровод, 5 — пластовая выработка



1 — разрабатываемый пласт, 2, 3 — дегазационные скважины, 4 — дегазационный трубопровод, 5 — промежуточный квершлаг, 6 — полевой штрек, 7 — пластовый штрек

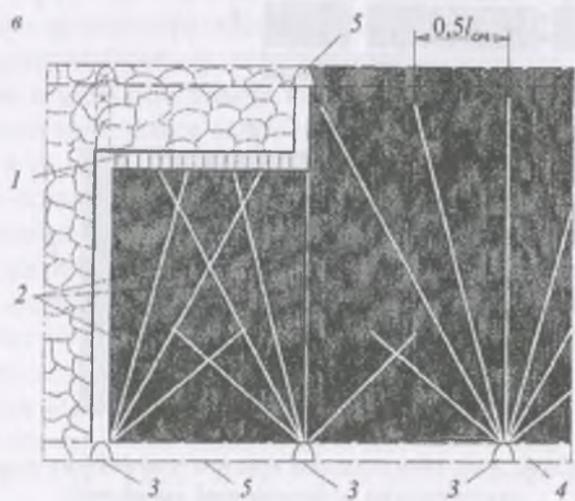


Рис. 12.2. Схема дегазации крутого пласта скважинами, пробуренными: а — из полевого штрека, б — из смежного пласта, в — из промежуточного квершлага; 1 — очистной забой, 2 — скважины, 3 — промежуточный квершлаг

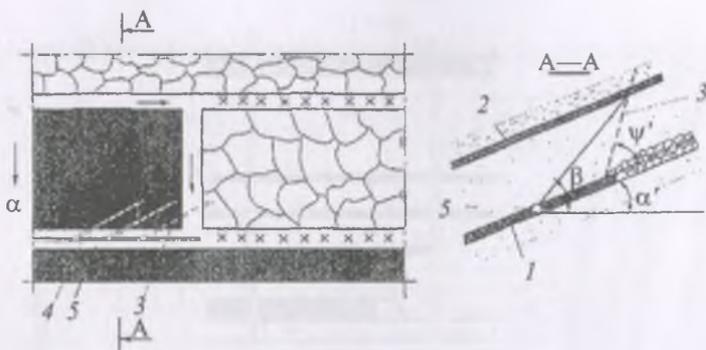


Рис. 12.3. Схема дегазации выработанного пространства и вышележащего пласта скважинами, пробуренными из вентиляционного штрека навстречу движению очистного забоя:

1 — разрабатываемый пласт, 2 — подрабатываемый пласт, 3 — скважины,
4 — вентиляционный штрек, 5 — газопровод

В некоторых случаях с целью предупреждения поступления метана в очистной забой из вышележащих угольных пластов при их подработке практикуется бурение скважины в купол обрушения из вентиляционного штрека (рис. 12.3), что дает определенный эффект по улавливанию газа, поступающего из выработанного пространства при малых скоростях подвигания очистного забоя.

Более ощутимый эффект наблюдается при дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными с поверхности в предполагаемую зону обрушения горных пород за линией очистного забоя (рис. 12.4). Скважины бурятся вдоль линии подвигания забоев с интервалом 150—200 м и при подходе к ним зоны сдвижений, а впоследствии и обрушений, начинают активно отдавать газ, снижая тем самым поступление метана в рабочее пространство очистного забоя.

С 2011 года в Кузбассе на шахте им. С.М. Кирова стала применяться технологическая схема дегазации выработанных пространств длинными скважинами направленного бурения. Подобные скважины длиной до 1000 м бурятся группами по 8—10 штук из одной стоянки в кровлю пласта. Траектория движения бурового инструмента фиксируется на мониторе станка VLD-1000 и может корректироваться в случае отклонения от проекта. Общий вид станка представлен на рис. 12.5.

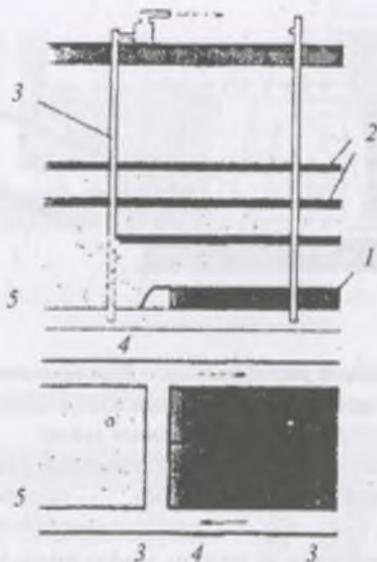


Рис. 12.4. Схема дегазации разрабатываемого пласта скважинами, пробуренными с поверхности вдоль линии подвизания очистных работ:
 1 — разрабатываемый пласт, 2 — надрабатываемые пласты, 3 — скважина,
 4 — конвейерный штрек, 5 — выработанное пространство



Рис. 12.5. Общий вид бурового станка направленного бурения скважин VLD-1000

Данная технология была впервые применена в Австралии, где показала весьма положительные результаты. С помощью длинных скважин появилась возможность доступа в труднодоступные зоны межпластовых толщ без проведения дополнительных выработок.

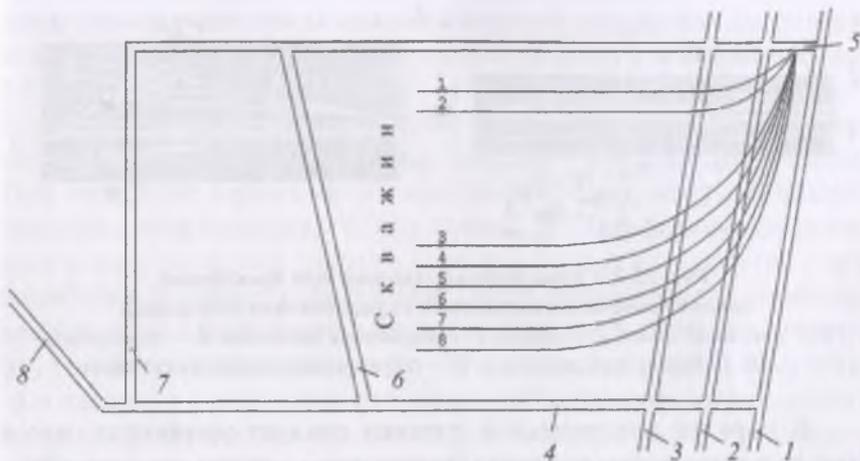


Рис. 12.6. Схема бурения длинных скважин в межпластовую толщу в зону будущего выработанного пространства пласта Болдыревский (шахта им. С.М. Кирова АО СУЭК-Кузбасс) станком VLD-1000 А:

- 1 — центральный магистральный вентиляционный штрек; 2 — центральный магистральный конвейерный штрек; 3 — центральный магистральный путевой штрек; 4 — конвейерная печь; 5 — сбойка; 6 — промежуточный штрек; 7 — монтажные камеры; 8 — водоспускной штрек

Одновременно существует возможность бурения скважин с поверхности непосредственно в угольный пласт с целью его предварительной дегазации путем разветвления основной скважины на несколько направлений в пласте. В результате этого к моменту начала разработки пласта он уже достаточно дегазирован скважинами с поверхности.

Отдельно следует сказать о дегазации угольных пластов при проведении выработок. В этом случае скважины бурятся из ниш, выполненных в проводимой выработке с обеих сторон в направлении движения забоя (рис. 12.7) с большим его опережением для того, чтобы в направлении движения забоя скважины газоносность пласта всегда была ниже заранее установленной величины. Это одновременно может служить как профилактическая мера против внезапных выбросов угля и газа и других газодинамических явлений.

Для повышения газоотдачи неразгруженных от горного давления угольных пластов проводится их гидроразрыв через скважины, пробуренные с поверхности, из подземных полевых выработок или из выработок, проведенных по сближенным пластам. Впоследствии через эти же скважины проводится их дегазация, но дополнительно бурятся пластовые скважины.

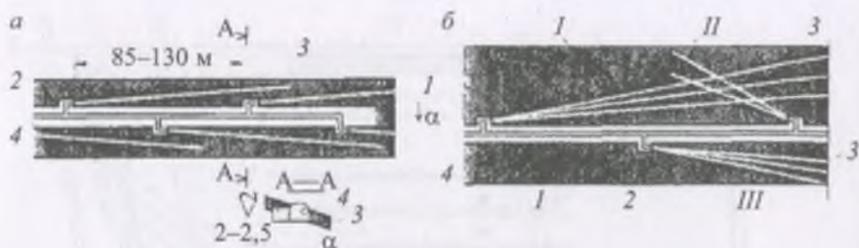


Рис. 12.7. Схема бурения скважин при проведении подготовительной выработки (ограждающая дегазация):

1 — угольный пласт, 2 — ниша, 3 — барьерная скважина, 4 — газопровод,
I, III — барьерные скважины, II — перекрещивающиеся скважины

В порядке исторической справки следует упомянуть, что в 60-е годы прошлого столетия проводились опыты по микробиологическому способу дегазации путем окисления метана в угольных пластах бактериями при наличии молекулярного кислорода и жидкой фазы питательной среды. Однако сколько-нибудь значительного эффекта от этого способа получено не было.

12.3. Естественная дегазация угольных пластов и временно невынимаемых толщ

В процессе отработки свиты сближенных угольных пластов или угольных пластов большой мощности с разделением на слои появляется возможность их естественной дегазации. При выемке одного из пластов свиты системами с обрушением кровли неизбежно происходит разгрузка как выше, так и ниже лежащих угольных пластов от горного давления, что способствует десорбции метана из них в межпластовую толщу. Наиболее активно этот процесс протекает, разумеется, для подрабатываемых пластов в силу больших сдвижений и деформаций, однако надрабатываемые пласты свиты также испытывают разгрузку, хотя и в меньшей степени. Данный подход часто используется как профилактическое мероприятие против внезапных выбросов угля и газа, горных ударов и других газодинамических явлений. Сущность этого заключается в том, что угрожаемый по внезапным выбросам или горным ударам угольный пласт никогда не разрабатывается первым, а только после отработки смежного пласта, который выполняет по отношению к опас-

ному пласту защитную функцию и поэтому называется защитным. В этом случае газовое давление в опасном пласте, а, следовательно, и газоносность снижаются на 10—15 %.

Еще более ярко эффект естественной дегазации проявляется при отработке мощных угольных пластов с разделением на слои. При отработке любого слоя непосредственно к нему примыкает временно невынимаемая толща пласта, которая мгновенно попадает в зону разгрузки первого слоя и начинает отдавать газ в его выработки. В связи с этим газообильность первоочередно обрабатываемого слоя всегда выше всех последующих. В Кузбассе преимущественно залегают мощные до 20 м и средней мощности угольные пласты, в связи с чем возникает необходимость их разделения на слои. Особенно актуально это для Прокопьевско-Киселевского и Томусинского месторождений. По наблюдениям, проведенным на некоторых пластах этих месторождений, получены следующие соотношения средней абсолютной газообильности последовательно обрабатываемых слоев в разном порядке в пределах мощности пласта (табл. 12.1).

Как показала практика, эффективность предварительной дегазации зависит от того, какой выбран порядок выемки слоев в мощном пласте — восходящий или нисходящий, а также направление выемки слоя — по восстанию, по падению или простиранию.

Все вышеперечисленные факторы характеризуют процесс естественной газоотдачи угольных пластов и широко используются при решении практических задач по снижению их газоносности и выбросоопасности, а также общей газообильности выемочных участков. Положительным моментом метода естественной дегазации является отсутствие дегазационных коммуникаций, оборудования, вакуум-насосной станции и обслуживающего их персонала, а также высокая эффективность, обеспечивающая снижение абсолютной газообильности выемочных участков до шести раз по сравнению с недегазированными зонами угольных пластов. При этом важное значение имеет выбор очередности и порядка отработки пластов в свите или слоев в пласте (при большой мощности), способа управления кровлей, схемы проветривания участка и др.

К недостаткам метода естественной дегазации следует отнести то, что значительная часть метана, десорбированного из коллекторов, поступает в выработки разрабатываемого пласта, а это

приводит к необходимости увеличения количества воздуха для их проветривания, повышения мощностей вентиляторов и их производительности, увеличения сечения воздухоподающих выработок. Кроме того, весь газ, поступивший в участковые выработки, выбрасывается в атмосферу, создавая предпосылки к негативным эффектам в атмосфере Земли.

В условиях естественного газового дренирования угольного массива, обусловленного геометрическими параметрами схемы подготовки пласта, наибольшая газообильность наблюдается в первом разрабатываемом пласте свиты или в первом слое мощного пласта в случае его разделения на слои. Исследованиями, проведенными Кузбасским государственным техническим университетом им. Т.Ф. Горбачева в Томусинском районе Кузбасса на шахте «Усинская» на пласте III в четырех выемочных блоках при двух- и трех слоевой схеме выемки, получены количественные значения средних уровней абсолютной газообильности выработок каждого слоя.

В табл. 12.1 приведены значения средней абсолютной газообильности очистных забоев каждого слоя при нисходящем порядке их отработки в пределах выемочных столбов (блоков) № 8, 10, 12, и 13 пласта III.

Таблица 12.1

Распределение абсолютной газообильности очистных забоев по слоям при отработке пласта III с обрушением кровли (шахта Усинская)

№ п/п	Номер блока	Полная мощность пласта	Абсолютная газообильность слоя, м ³ /мин				Соотношение газообильности по слоям
			1	2	3	средняя	
1	Блок № 8 пл. III	8,5	<u>5,5</u>	<u>2,0</u>	—	3,75	2,75:1
			1,85*	2,6			
2	Блок №10 пл. III	8,5	<u>4,0</u>	<u>1,8</u>	—	2,5	2,22:1
			2,0	2,7			
3	Блок №12 пл. III	8,5	<u>2,7</u>	<u>2,5</u>	<u>1,5</u>	2,23	1,80:1,66:1
			2,5	2,5	2,7		
4	Блок №13 пл. III	8,5	<u>3,0</u>	<u>1,8</u>	<u>2,0</u>	2,26	1,66:1,0:1,11
			2,6	2,2	2,7		

Примечание. * В знаменателе — мощность слоя, м.

Аналогичные результаты были получены при разработке крутопадающих пластов Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса слоевыми системами с закладкой выработанного пространства (поле шахты «Коксовая»), которые приведены в табл. 12.2.

Как видно из табл. 12.1 и 12.2 за счет естественного газоистощения угольной толщи удается добиться снижения абсолютной газообильности очистных забоев последующих слоев в 1,6—6,5 раз по сравнению с первым слоем. При этом наибольшее влияние на это соотношение оказывает порядок выемки слоев в пласте. В табл. 12.1 (пологое падение, Томусинский район Кузбасса) во всех случаях имела место наработка слоев, т.е. нисходящий порядок выемки по мощности пласта, что обеспечило снижение газообильности первого и последнего слоев в 1,66—2,75 раза.

В табл. 12.2 (крутое падение, Прокопьевско-Киселевский район Кузбасса) во 2-ом и 5-ом случаях была наработка, в 1-ом, 3-ем и 4-ом — подработка временно невынимаемой толщи пласта с закладкой выработанного пространства, за счет чего газообильность последнего слоя уменьшилась соответственно в 2,4 и 6,5 раз.

Эти соотношения могут быть как большими, так и меньшими за счет влияния других технологических факторов, в частности, скорости подвигания забоя, взаимного направления отработки слоев относительно границ блока и их мощности, схемы проветривания и др. Однако при любом соотношении уровней газообильности слоев в самом неблагоприятном положении по газовому фактору оказывается, как отмечалось, первый слой, куда поступает газ, выделяющийся из собственного массива, а также из временно невынимаемой толщи при ее разгрузке.

Оценивая полученные результаты можно заключить, что значительная газоотдача временно невынимаемых толщ мощных угольных пластов, особенно при их подработке с одной стороны обеспечивает эффективную естественную дегазацию массива, с другой приводит к резкому увеличению газообильности первого слоя, создавая тем самым диспропорции газового баланса по слоям.

В этом плане наиболее рациональным было бы достижение равномерного распределения дебита метана между слоями, что исключило бы полностью лимитирующее влияние газового фактора на производительность очистных забоев.

Из табл. 12.1 и 12.2 видно, что средние уровни абсолютной газообильности забоев по всем слоям данного пласта имели бы невысокие значения при равенстве условий формирования газового

Таблица 12.2

Распределение абсолютной газообильности очистных забоев по слоям при отработке пластов крутого падения с закладкой выработанного пространства

№ п/п	Пласт, участок	Мощность пласта, м	Абсолютная газообильность очистного забоя, м ³ /мин по слоям					Соотношение газообильности по слоям
1	IV Внутренний 2 крыло, север	8,5	<u>3.58</u> 3,5*	<u>1.49</u> 4,5	—	—	2,53	2
2	IV Внутренний 1 крыло, север	8,5	<u>1.07</u> 2,8	<u>0.53</u> 5,2	—	—	0,8	2:1
3	IV Внутренний 4 крыло, юг	8,5	<u>4.35</u> 2,8	<u>2.25</u> 2,8	<u>0.74</u> 3,2	—	2,43	5,9:3,04:1
4	Мощный, 4 крыло, юг	17,0	<u>2.35</u> 3,5	<u>0.75</u> 3,5	<u>0.66</u> 3,5	<u>0.36</u> 5,5	1,03	6,5:2,08: 1,83:1
5	IV Внутренний 4 крыло, север	8,5	<u>1.4</u> 3,5	<u>0.87</u> 5	—	—	1,13	1,6:1

Примечание. * в знаменателе — мощность слоя, м.

баланса выемочных участков. Эта задача может быть решена путем выбора оптимальных схем отработки мощных пластов, заключающихся в обоснованном по газовому фактору выборе очередности и направления выемки слоев, их мощности и скорости подвигания забоев.

В качестве исходных данных для выбора оптимального по газовому фактору вариантов отработки мощного пласта в конкретных горногеологических условиях могут быть использованы закономерности изменения абсолютной газообильности, полученные на ранее отработанных выемочных полях-аналогах.

Подобный подход к решению проблемы снижения газообильности забоев при высоких скоростях их подвигания может применяться как самостоятельно, так и в сочетании с пластовой дегазацией, что при их оптимальном сочетании может повысить эффективность решения проблемы газового барьера в угольных шахтах.

12.4. Газовыделение в дегазационные скважины

Дебит газа в дегазационную скважину является интегральным показателем, характеризующим газодинамическое состояние массива, включая природную газоносность, газопроницаемость в конкретном направлении и формирующиеся градиенты газового давления в зоне влияния скважины. От сочетания этих показателей зависит эффективность функционирования скважины как первичного звена дегазационной системы.

Газовыделение в скважину начинается с первых метров ее бурения и растет до его окончания, где дебит газа достигает максимума. Формирование газопритока из угольного пласта в скважину довольно сложный процесс, поскольку все отрезки скважины в процессе бурения обнажаются последовательно и соответственно имеют разное время контакта с массивом. Это означает, что когда газовыделение из первых метров скважины уже становится пренебрежимо малым, последние отрезки только начинают отдавать газ. При замерах дебита газа на скважинах эта динамика никогда не выявляется и приборы дают показания по итоговому дебиту, однако при более глубоком изучении процессов дегазации это надо учитывать. В целом кривая газовыделения в скважину, работающую в режиме предварительной дегазации, будет иметь вид (рис. 12.8).

Схема на рис. 12.8 дана в обобщенном виде, однако в каждом конкретном случае будут получаться качественно аналогичные кривые, по которым можно определять истинные параметры работы каждой скважины.

Во всех случаях дебит газа в скважины носит убывающий характер и выражается уравнением экспоненциального типа

$$q = q_0 \exp[-\beta t], \quad (12.1)$$

где q — удельное газовыделение в скважину, $\text{м}^3/\text{м}^2$ сут; q_0 — начальное значение удельного газовыделения сразу после обнажения поверхности, $\text{м}^3/\text{м}^2$ сут; β — коэффициент, характеризующий изменение во времени газовыделения в скважину, $1/\text{сут}$; t — время, сут.

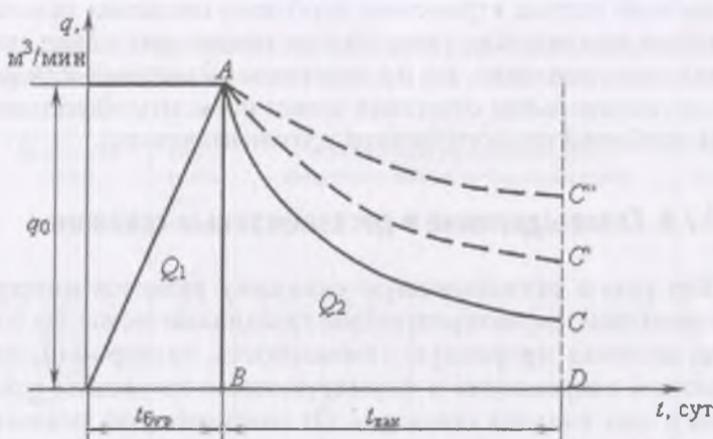


Рис. 12.8. Дебит газа в скважину при разной газопроницаемости угольного пласта: AC — низкая, AC' — средняя, AC'' — высокая, $t_{\text{бур}}$ — время бурения скважины, $t_{\text{вак}}$ — время работы под вакуумом

Важнейшими величинами, входящими в уравнение (12.1), являются q_0 и β , при этом они могут быть определены экспериментальным путем с достаточно высокой точностью. Величина начального газовыделения в скважину, как правило, зависит от ее ориентации в плоскости пласта, а также от глубины его залегания. Наибольшие значения начального газовыделения наблюдаются у скважин, пробуренных вкрест простирания пласта, наименьшие — у пластовых скважин. Это объясняется тем, что скважины, пересекающие всю мощность пласта, вскрывают все его наиболее проводящие трещины напластования, что способствует максимальному газопритоку из массива, а скважины, расположенные в плоскости пласта, вскрывают лишь небольшую часть этих трещин, что составляет 1—2 % от мощности пласта. Соотношение этих величин можно видеть в табл. 12.3.

Второй важной характеристикой в формуле (12.1) является коэффициент β , который определяет темп снижения дебита газа в скважину во времени. Чем больше величина данного коэффициента, тем быстрее падает дебит газа. Это означает, что угольный пласт в зоне расположения скважины обладает малой газопроницаемостью и, соответственно, скважина будет иметь малый радиус зоны влияния в массиве, что, в свою очередь, повлечет за собой необходимость их большего количества для эффективной дегазации выемочного блока.

Более низкие значения коэффициента β свидетельствуют о большей газопроницаемости пласта, что дает возможность поддерживать высокие дебиты скважин в течение длительного времени за счет более интенсивного развития зон их дегазирующего влияния. Таким образом, при наличии экспериментальных данных по скважинам можно с достаточной точностью определять исходные параметры их функционирования и использовать их в дальнейшем для проектирования дегазации других выемочных участков на соответствующих пластах.

Как видно из рис. 12.8, дебит газа в скважину может быть геометрически аппроксимирован двумя плоскими фигурами Q_1 и Q_2 . Площадь Q_1 , характеризует объем газа, выделившегося в период бурения скважины и определяется как площадь треугольника OAB.

$$Q_1 = \frac{1}{2} q_0 \cdot t_{\text{бур}}, \quad (12.2)$$

где q_0 — максимальная ордината кривой дебита газа на момент окончания бурения, м³/мин; $t_{\text{бур}}$ — время бурения скважины, мин.

Все величины, входящие в формулу (12.2) легко определяются путем замера дебита скважины сразу после окончания бурения.

Вторая составляющая Q_2 требует дополнительных наблюдений после окончания бурения и расчета коэффициента, характеризующего темп снижения газовыделения в скважину во времени. Для этого нужно определиться с выбором типа кривой, которая бы наиболее адекватно отражала процесс затухания дебита газа в скважину. Наиболее подходящий в этом случае может являться экспоненциальная зависимость, выражаемая формулой (12.1).

Для расчета общего объема газа, выделившегося на втором этапе работы скважины, необходимо проинтегрировать выражение (12.1) по времени работы после окончания бурения. Тогда

$$Q_2 = \frac{q_0}{\beta} (1 - e^{-\beta t}). \quad (12.3)$$

Суммарный дебит скважины будет равен сумме этих двух слагаемых $Q_{\text{общ}} = Q_1 + Q_2$.

Необходимо заметить, что для расчета коэффициента β требуется некоторое время наблюдений на скважине, чтобы максимально точно определить темп снижения кривой на нисходящей ветви графика затухания дебита метана. Однако найденное значе-

ние данного коэффициента может быть в дальнейшем использовано для всех скважин на данном пласте без дополнительных экспериментов. Таким образом, при наличии экспериментальных данных по скважинам можно с достаточной точностью определять исходные параметры их функционирования и использовать их в дальнейшем для проектирования дегазации других выемочных участков на соответствующих пластах. Что касается времени функционирования скважины под вакуумом, то это определяется проектом, но оно не должно быть менее 180 суток соответствии с требованиями Инструкции по дегазации угольных шахт.

12.5. Определение радиуса влияния скважин

При проектировании дегазации угольных пластов важное значение имеет не только объем извлеченного метана скважиной, но и радиус ее влияния в массиве. Учитывая, что вокруг скважины формируется зона круговой радиальной фильтрации, можем представить геометрическую форму дегазуемого объема угольного пласта в виде цилиндра с радиусом основания, равным радиусу влияния скважины и высотой, равной 1 м.

Тогда объем данного тела составит

$$V = \pi R^2 \cdot 1, \text{ м}^3. \quad (12.4)$$

В этом объеме угля будет сосредоточена масса угля

$$T = \pi R^2 \cdot \gamma, \text{ т} \quad (12.5)$$

где γ — плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$.

Для того, чтобы определить сколько газа будет содержаться в данном объеме угля, необходимо величину T умножить на газоносность. Однако газоносность в этом объеме является переменной величиной, изменяющейся от минимума на стенках скважины до природной в массиве на расстоянии радиуса ее влияния. Для упрощения расчетов примем характер изменения газоносности пласта в пределах зоны влияния скважины прямолинейным, тогда ее значение в среднем по объему будет равно

$$X_{\text{ср}} = \frac{X_0 - X_1}{2}, \quad (12.6)$$

где X_0 — природная газоносность пласта, м³/т; X_1 — газоносность на стенке скважины, м³/т.

Общее количество газа в прискважинной зоне радиусом R составит

$$Q = \pi R \cdot \gamma \frac{X_0 - X_1}{2}, \text{ м}^3. \quad (12.7)$$

Приравняв правые части выражений (12.3) и (12.7), получим

$$\frac{q_0}{\beta} (1 - \exp[-\beta t]) = \frac{\pi R^2 \cdot \gamma}{2} (X_0 - X_1). \quad (12.8)$$

Отсюда можно выразить радиус влияния скважины, сформировавшийся за время t

$$R = \sqrt{\frac{2q_0(1 - \exp[-\beta t])}{\pi\beta\gamma(X_0 - X_1)}}. \quad (12.9)$$

Следует иметь в виду, что далеко не во всех случаях вокруг скважин формируется зона влияния в виде кругового цилиндра. Если скважина расположена в плоскости пласта, то в основании цилиндра может лежать эллипс или другая фигура неопределенных очертаний. В этом случае рассчитанный радиус влияния следует рассматривать как приведенный к окружности и в этом смысле он будет условным. С другой стороны, он зависит от времени работы скважины и будет постоянно увеличиваться, достигая предельного значения при $t = \infty$, когда перепада давлений на контурах питания и стока будет недостаточно для фильтрации газа через массив (рис. 12.9).

В табл. 12.3. Приведены данные расчетов радиуса влияния скважин разной ориентации в пластах Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса в разные моменты времени функционирования под вакуумом включая время $t = \infty$.

По данным табл. 12.3 построены кривые изменения радиуса влияния скважин во времени (рис. 12.10).

При расчете радиусов влияния скважин, необходимо учитывать, что по формуле (12.9) рассчитывается радиус зоны дегазации скважины, работающей в одиночном режиме, без взаимодействия с соседними скважинами. При соприкосновении зон влияния соседних скважин их радиус действия в дальнейшем не растет, а остается на уровне того, что было достигнуто на момент слияния зон.

В этом случае дегазирующие действия скважин будут обеспечиваться не счет расширения области дегазации массива, а за счет более глубокой газоотдачи уже сформировавшегося объема вокруг скважины. При этом сокращается время дегазации тем больше, чем ближе скважины находятся друг от друга.

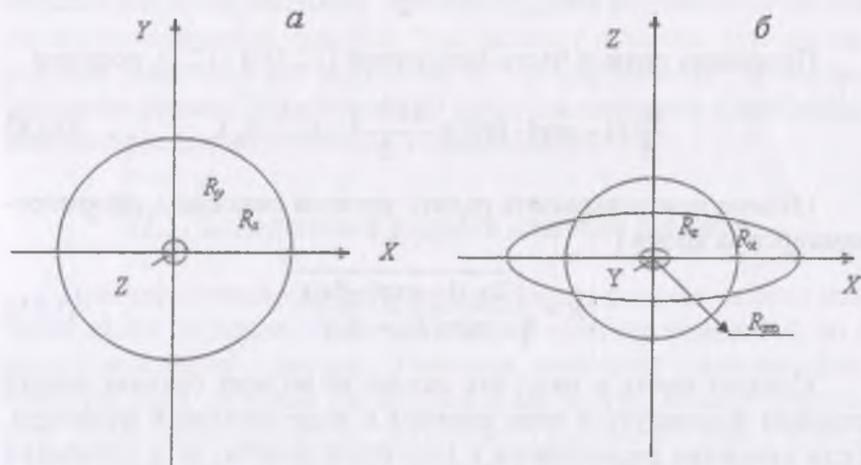


Рис.12.9. Форма зоны дегазирующего влияния скважины, расположенной вкrest простирания пласта (а) и в плоскости пласта (б):

$R_{пр}$ — приведенный радиус влияния скважины

Таблица 12.3

Радиусы влияния дегазационных скважин, имеющих различную ориентацию в плоскости пласта

№ пп	Пласт	Длина скважины, м	q_0 , м ³ /м ² сут	β , 1/сут	Радиус влияния в различные моменты времени, м			
					100 сут	200 сут	300 сут	∞
<i>Скважины по восстанию пласта</i>								
1	Прокопьевский	75	3,40	0,0020	2,22	2,99	3,53	5,21
2	Горелый	75	6,60	0,0027	3,15	4,16	4,83	6,48
3	Мощный	60	8,95	0,0031	3,31	4,37	4,98	6,37
<i>Скважины по простиранию пласта</i>								
1	Лутугинский	130	4,3	0,0023	4,30	5,70	6,57	8,70
2	Мощный	30	5,18	0,0075	1,30	1,58	1,70	1,80
<i>Скважины вкrest простирания пласта</i>								
1	Мощный	30	96,83	0,0005	9,00	14,1	17,9	50,8
2	Горелый	30	92,76	0,0011	5,50	7,53	9,07	18,92

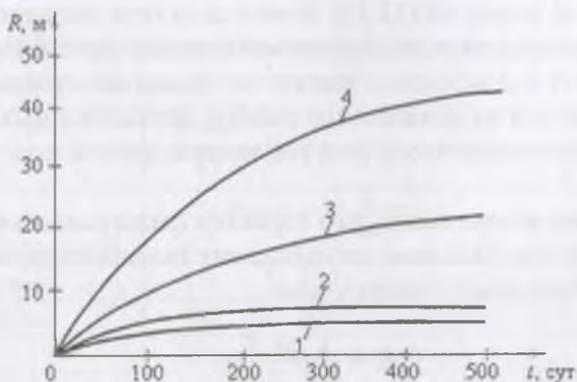


Рис. 12.10. Изменение радиуса влияния скважин разной ориентации в пласте в зависимости от времени их функционирования:

1 — по восстанию пласта; 2 — по простиранью пласта;
3, 4 — вкрест пространств пласта

12.6. Определение коэффициента газопроницаемости угольных пластов

Газопроницаемость угольного пласта является важнейшей газодинамической характеристикой, определяющей его способность к газоотдаче через обнаженные поверхности, вскрывающие различные системы трещин и, следовательно, и эффективность его дегазации. Как известно, угольный пласт имеет трещиновато-пористую структуру с неравномерным раскрытием трещин разных систем. Наиболее проводящими являются трещины напластования, т.е. ориентированные параллельно плоскости пласта, в меньшей степени трещины, перпендикулярные плоскости пласта. Все это определяет фильтрационную анизотропию угольного массива и соответственно различные скорости фильтрации газа в разных направлениях в пласте.

Скорость фильтрации газа в угольном пласте для случая плоскопараллельного течения может быть выражена функцией закона Дарси

$$V = -\frac{K}{\mu} \frac{dP}{dp}, \text{ м/с} \quad (12.10)$$

где K — коэффициент газопроницаемости, м^2 ; μ — коэффициент динамической вязкости метана, $\text{Па}\cdot\text{с}$; dp/dp — градиент давления в направлении движения газового потока, Па/м .

На основе формулы (12.10) можно получить значение коэффициента газопроницаемости экспериментальным путем. В реальных условиях шахт все исходные данные по газоотдаче угольного пласта определяются из показателей работы дегазационных скважин, по которым систематически ведутся замеры дебита газа и его концентрации.

Принимая во внимание, что характер фильтрации газа в скважину является радиальным, коэффициент газопроницаемости массива может быть представлен в виде

$$K = \frac{V \cdot \mu \cdot R}{P_0^2 - P_1^2}, \quad (12.11)$$

где P_0 — начальное газовое давление в пласте, Па; P_1 — давление газа на стенке скважины, Па; R — радиус влияния скважины в массиве, м.

Как отмечено выше, величина коэффициента газопроницаемости в угольном массиве в разных направлениях различна, так как он обладает фильтрационной анизотропией, поэтому любое значение K , определенное по экспериментальным данным, нужно рассматривать как условное, зависящее от ориентации скважины в угольном пласте. Наибольшие значения K могут быть получены по данным скважин, ориентированных перпендикулярно плоскости пласта, так как они вскрывают трещины напластования по всей мощности пласта, характеризующиеся максимальной газопроницаемостью. Наименьшие значения K будут давать скважины, расположенные в плоскости пласта, так как они вскрывают только небольшую часть трещин напластования, определяемую диаметром скважины (1—2 % от мощности пласта), а газ, сосредоточенный в остальной толще пласта, фильтруется по трещинам, перпендикулярным трещинам напластования, проводимость которых на один—два порядка меньше.

С учетом постоянных величин и их приведения к единой размерности формула для расчета данного коэффициента будет иметь вид

$$K = \frac{1,09 \cdot 10^{-14} VR}{8,64(P_0^2 - P_1^2)}, \text{ м}^2. \quad (12.12)$$

В табл. 12.4 приведены рассчитанные значения коэффициентов газопроницаемости некоторых пластов Кузбасса при разной ориентации скважин в плоскости пласта.

Коэффициенты газопроницаемости угольных пластов Кузбасса
рассчитанные по данным дебита скважин

№ п/п	Пласт	Длина скважины	$V_{ор}$ м ³ /м ² сут	β , 1/сут	Коэффициент газопроницаемости, м ²
<i>По восстанию пласта</i>					
1	Прокопьевский	75	3,40	0,0020	$6,23 \cdot 10^{-18}$
2	Горелый	72	6,60	0,0027	$4,52 \cdot 10^{-18}$
3	Мощный	50	8,95	0,0031	$1,02 \cdot 10^{-18}$
<i>По простиранию пласта</i>					
1	Лутугинский	100	4,30	0,0023	$2,79 \cdot 10^{-18}$
2	Мощный	30	5,18	0,0075	$1,50 \cdot 10^{-18}$
<i>Вкрест простирания</i>					
1	Мощный	40	96,83	0,0005	$1,33 \cdot 10^{-16}$
2	IV внутренний	86	80,00	0,0034	$4,66 \cdot 10^{-17}$

Примечание: если в литературных источниках коэффициент газопроницаемости дается в единицах Дарси, то для перевода Дарси в квадратный метр, необходимо исходить из соотношения, что 1 Дарси = 10^{-12} м².

12.7. Проектирование дегазации угольных пластов

Проектирование дегазации угольных пластов невозможно без тщательного исследования газодинамического состояния угольного массива и знания его природной газоносности, условий залегания и сорбционных свойств. В основе процесса проектирования должны лежать закономерности газовыделения в скважину в течение всего срока ее службы, по которым рассчитывается дебит газа всей серии, а, следовательно, и суммарный объем извлеченного метана.

Для решения этой задачи необходимо рассчитать требуемое количество скважин, определив схему их расположения относительно угольного пласта, и задать время их функционирования под вакуумом. Все эти параметры находятся в тесной зависимости от условий залегания угольных пластов, их мощности, газопроницаемости (т.е. пористости и трещиноватости), стадии метаморфизма и природной газоносности. Угол падения пласта определяет схему расположения скважин. Так, на пологих пластах наиболее предпочтительным является расположение скважин в плоскости пласта по восстанию

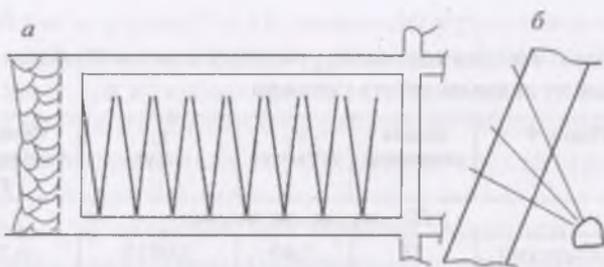


Рис. 12.11. Схемы бурения дегазационных скважин для условий пологого (а) и крутого падения (б)

или простирацию. Для мощных пластов наклонного и крутого падения эффективной может быть схема расположения скважин вкрест простираания пласта как наиболее производительная по газовыделению из массива (рис. 12.11).

На стадии проектирования дегазации угольных пластов стоит задача обосновать схему расположения скважин в пространстве, рассчитать их количество, определить время работы скважин и выбрать параметры режима вакуум-насоса.

Наиболее существенными из всех перечисленных выше параметров является расстояние между скважинами, так как оно определяет их количество в пределах дегазируемого участка пласта, а, следовательно, и объем буровых работ. Основным критерием в выборе этого параметра является радиус влияния скважины, сформировавшийся за время, отведенное для дегазации.

Как отмечалось в предыдущих параграфах, конфигурация зоны газового дренирования скважины в пределах угольного пласта зависит от ее ориентации относительно основных систем трещин и может иметь форму кругового, либо эллиптического цилиндра, что влияет на выбор расстояния между скважинами. Располагая скважины таким образом, чтобы зоны их влияния на заключительном этапе работы под вакуумом вошли в соприкосновение, можем достичь снижения природной газоносности на величину $(X_0 - X_1) / 2$, где X_1 — газоносность пласта у стенок скважины. При уменьшении этого расстояния зоны влияния скважин будут частично накладываться друг на друга, что приведет к еще большему снижению природной газоносности пласта, в пределе стремящейся к уровню X_1 . Однако, поскольку этот вопрос тесно связан с затратами на бурение скважин, необходимо обосновывать расстояние между ними исходя

из директивных значений остаточной газоносности угольных пластов, заложенных в нормативных актах Ростехнадзора РФ.

Рассмотрим пример расчета дегазации угольного блока, подготавливаемого к выемке с размерами по падению $L = 250$ м, по простиранию $L = 3000$ м, мощностью $m = 3$ м. Природная газоносность пласта $X_0 = 18$ м³/т. Необходимо обеспечить с снижение природной газоносности до $X_{\text{ост}} 9$ м³/т.

Объем блока составит

$$V = L \cdot l \cdot m = 2000 \cdot 250 \cdot 3 = 1\,500\,000 \text{ м}^3. \quad (12.13)$$

Масса угля в блоке равна

$$M = V \cdot \gamma = 1\,500\,000 \cdot 1,3 = 1\,950\,000 \text{ т.} \quad (12.14)$$

Общие запасы метана в блоке составят

$$Q_{\text{общ}} = M \cdot X_0 = 1\,950\,000 \cdot 18 = 35\,100\,000 \text{ м}^3. \quad (12.15)$$

Для снижения природной газоносности до 13 м³/т необходимо снять с каждой тонны угля 7 м³ газа, что в целом составит

$$\Delta Q = M \cdot \Delta X = 1\,950\,000 \cdot 7 = 13\,650\,000 \text{ м}^3. \quad (12.16)$$

Для расчета необходимого количества скважин для извлечения данного объема газа из массива и времени их функционирования надо знать характер газовыделения в скважину на данном пласте по показаниям контрольной скважины (формула 12.1).

Общий объем газа, выделившегося из скважины за время t , можно получить, проинтегрировав выражение (12.1) в пределах от 0 до t :

$$Q_{\text{скв}} = \frac{q_0}{\beta} (1 - \exp[-\beta t]), \text{ м}^3. \quad (12.17)$$

Общее количество скважин, обеспечивающее извлечение заданного объема метана за время t , составит

$$n = \frac{\Delta Q}{Q_{\text{скв}}} = \frac{\beta L l m \gamma \Delta x}{q_0 (1 - \exp[-\beta t])}. \quad (12.18)$$

Расстояние между параллельно-восстающими скважинами, пробуренными по восстанию пласта определится из выражения

$$d = L / n, \text{ м} \quad (12.19)$$

КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ В ШАХТАХ

13.1. Микроклимат горных выработок

Физическое состояние воздушной среды в горных выработках шахт определяет их микроклимат. Он зависит от температуры, относительной влажности, скорости движения воздуха и давления. В главных выработках, имеющих связь с поверхностью, микроклимат, как правило, мало отличается от параметров воздуха наружной атмосферы. По мере удаления потока от выработки, подающей воздух, все большее влияние оказывают внутренние горно-геологические факторы, и практически прекращается всякая микроклиматическая связь с поверхностью кроме давления. В результате в горных выработках шахт формируется собственный микроклимат, определяемый температурой горных пород, их обводненностью и скоростью движения воздушной струи.

Шахтный микроклимат оказывает влияние на состояние вентиляционных сооружений и выработок. В зимнее время он может вызвать обмерзание шахтных стволов, штолен, каналов вентиляторов, пучение стенок выработок в зоне многолетней мерзлоты, конденсацию пара и т.д. Микроклимат горных выработок влияет на физиологию человека в процессе труда.

Основным биологическим регулятором температуры тела человека в любом состоянии является терморегуляция, поддерживающая постоянную температуру в процессе теплообмена с окружающей средой. Основные пути теплоотдачи человека в окружающую среду это теплопередача, радиация, конвекция, испарение влаги с поверхности кожи и выдыхаемое тепло, отказ хотя бы одной составляющей терморе-

гуляции приводит к переохлаждению или перегреву тела человека, что вызывает ухудшение общего самочувствия, снижение производительности труда, увеличение травматизма и другие негативные явления.

Наиболее активно работают такие составляющие терморегуляции как конвекция и испарение влаги с поверхности тела человека при активном потоотделении. Потери тепла за счет конвекции обусловлены движением воздуха в горных выработках, скорость которых может составлять до 8 м/с, что эквивалентно понижению температуры на 2—3 градуса.

Необходимо отметить, что в целом метеорологические условия в шахтах Кузбасса достаточно комфортны для физических нагрузок, так как в основном температура в очистных и подготовительных забоях не превышает 17—18 °С, в то время как на шахтах Донбасса она составляет 35—37 °С. Что касается относительной влажности, то она всегда выше допустимой и постоянно держится на уровне 90—95 %. Влажность является важнейшим терморегуляционным механизмом. При интенсивных физических нагрузках именно влажность влияет на испарительный процесс, что способствует охлаждению тела человека. Потоотделение активизируется с увеличением наружной температуры. При выполнении тяжелой физической работы горнорабочий за смену может выделять до 5—6 л пота, что соответствует теплоотдаче 2500 кДж/час. Такой расход энергии должен чередоваться в течение смены с меньшими нагрузками, чтобы общая энергоотдача была не более 20000 кДж.

Микроклимат, при котором терморегуляция протекает оптимально и человек не чувствует ни перегрева, ни охлаждения, называется комфортным. В шахтных условиях трудно поддерживать комфортный микроклимат, так как некоторые параметры практически не поддаются регулированию, к которым можно отнести влажность. Единственное, что жестко регламентируется Правилами безопасности — это скорость воздуха в горных выработках. Температура в шахте, как отмечалось выше, не зависит от температуры на поверхности и определяется температурой горных пород на данной глубине. Однако в зимнее время в обязательном порядке применяются калориферы для подогрева воздуха, подаваемого в шахту, температура которого во избежание обмерзания ствола не должна быть менее +2 °С. Фактическая температура воздуха, выходящего из канала вентилятора, разумеется, намного выше, но, доходя до забоя, она снижается до обычных значений.

13.2. Основные термовлажностные параметры шахтной атмосферы

Основными параметрами влажного воздуха являются температура, абсолютная и относительная влажность, плотность, тепло-содержание (энтальпия). Уравнение состояния влажного воздуха Клайперона-Менделеева имеет вид

$$\frac{P}{\rho} = RT, \quad (13.1)$$

где P — давление воздуха, Па; ρ — плотность воздуха, кг/м³; R — газовая постоянная, Дж / кг·К; T — абсолютная температура, К.

Давление влажного воздуха по закону Дальтона можно выразить в виде

$$P = P_c + P_n, \quad (13.2)$$

где P_c , P_n — соответственно давление сухого воздуха и водяных паров, Па.

Аналогично можно выразить и плотность воздуха

$$\rho = \rho_c + \rho_n, \quad (13.3)$$

где ρ_c , ρ_n — соответственно плотность сухого воздуха и водяных паров, кг/м³.

Количество водяных паров, содержащихся в 1 м³ воздуха, называется абсолютной влажностью или парциальной плотностью водяных паров.

Относительная влажность воздуха представляет собой отношение абсолютной влажности к ее максимальному значению в насыщенном состоянии

$$\varphi = \frac{\rho_n}{\rho_{пн}}, \quad (13.4)$$

где $\rho_{пн}$ — абсолютная влажность воздуха в насыщенном состоянии, кг/м³.

Для состояния паров при данной температуре выражение (13.4) примет вид

$$\varphi = \frac{P_n}{P_{пн}}, \quad (13.5)$$

где $P_{пн}$ — парциальное давление водяных паров, насыщающих воздух при данной температуре, Па.

Как отмечалось выше, относительная влажность воздуха в выработках, где происходит испарение воды, может достигать 95 %, а в шахтах с гидравлической технологией добычи 100 %.

Влагосодержание — это отношение плотности водяных паров к плотности сухого воздуха, т.е.

$$X = \frac{\rho_{\text{п}}}{\rho_{\text{с}}} \quad \text{или} \quad X = \frac{R_{\text{с}}}{R_{\text{п}}} \cdot \frac{P_{\text{п}}}{P - P_{\text{п}}}, \quad (13.6)$$

где $R_{\text{с}}$ — газовая постоянная сухого воздуха, 287,04 Дж/кг·К; $R_{\text{п}}$ — газовая постоянная водяных паров, 461,66 Дж/кг·К; P — давление влажного воздуха, Па; $R_{\text{п}}$ — давление водяных паров, Па.

Теплосодержание — это количество тепловой энергии, заключенное в 1 кг массы воздуха. Для влажного воздуха оно определяется по формуле

$$I = 1005t + 2,5 \cdot 10^5 X, \quad (13.7)$$

где t — температура воздуха, °С.

Плотность влажного воздуха определяется по формуле

$$\rho = \frac{0,00348}{T} (P - 0,37P_{\text{п}}). \quad (13.8)$$

13.3. Факторы теплового режима шахт

Тепловой режим шахт определяется температурой и влажностью атмосферного воздуха, температурой горных пород и теплообменом между шахтным воздухом и горными породами. Температура и влажность атмосферного воздуха на дневной поверхности при поступлении в шахту быстро изменяются. Летом поступающий в шахту воздух имеет высокую температуру и влажность. При охлаждении воздуха происходит конденсация водяных паров. Этот процесс зависит от интенсивности теплообмена на пути вентиляционных потоков и скорости движения воздуха.

Температура горных пород является наиболее важным фактором, определяющим тепловой режим шахт. Она зависит от рельефа земной поверхности, режима подземных вод, теплофизических процессов в массиве и, что самое главное, от глубины залегания.

Температура пород на глубине H определяется по формуле

$$t_{\text{п}} = t_{\text{п}} + \sigma(H - H_{\text{п}}), \quad (13.9)$$

где t_n — температура пород в нейтральном слое, °С; σ — геотермический градиент данного района (изменение температуры пород на 1 м глубины), град/м; H_n — расстояние от поверхности до пород с постоянной температурой (глубина нейтрального слоя), м.

Нейтральный слой расположен на расстоянии 30—40 м от земной поверхности и имеет температуру приблизительно равную среднегодовой температуре в данном районе.

Тепломассообмен между шахтным воздухом и горными породами происходит в основном у стен выработок. Тепловой поток на границе между температурным полем поверхности выработок и температурным полем воздуха в турбулентном слое вентиляционного потока описывается уравнением конвективного теплообмена И. Ньютона

$$Q = \alpha_t(t_c - t_b)P \cdot l, \quad (13.10)$$

где Q — конвективный тепловой поток, Вт; α_t — коэффициент теплоотдачи, Вт/м²·К; t_c , t_b — температура соответственно стенки выработки и воздуха в выработке, К; P — периметр сечения выработки, м; l — длина выработки, м.

Коэффициент теплопередачи характеризует количество тепла, переносимое через пограничный слой между турбулентным ядром воздушного потока и обтекаемой им поверхностью выработки. Он определяется опытным путем. Следует также иметь в виду, что на тепловой режим шахт могут оказывать влияние и окислительные процессы. В шахтах окислению могут быть подвержены уголь, углистые сланцы, древесина, сульфидные руды. Интенсивность процессов окисления зависит от площади поверхности, открытой для доступа кислорода, влажности, температуры, а для углей их склонность к самовозгоранию, что является особой темой изучения и рассматривается в других дисциплинах. Достаточно сказать, что все эндогенные пожары в угольных шахтах возникали по причине окисления угля в выработанных пространствах или в целиках при наличии через них утечки воздуха. В связи с этим на каждой шахте проводится лабораторный анализ углей на склонность к самовозгоранию и определяется продолжительность инкубационного периода, по истечении которого горение переходит в активную фазу. Зарождение процесса окисления угля в выработанном пространстве или в целике может быть зафиксировано и визуально, так как начинает расти температура воздуха в выработке и воды, вытекающей из очага нагревания.

14

УПРАВЛЕНИЕ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ В ШАХТАХ

14.1. Газовый барьер и основные принципы управления метановыделением на выемочных участках

При разработке высокогазоносных угольных пластов все более возрастает опасность не только внезапных выбросов угля и газа и подобных им газодинамических явлений, но и обычных выделений метана в действующие выработки, достигающих экстремальных значений, приводя в ряде случаев к взрывам метановоздушной смеси, угольной пыли и последующим пожарам. Подобные происшествия в последние годы в Кузбассе имели место на шахтах «Первомайская», «Зыряновская», «Комсомолец», «Тайжина», «Листвяжная», «Абашевская», «Распадская», в Воркуте на шахте «Центральная» и др., с катастрофическими последствиями и большим количеством несчастных случаев со смертельным исходом. Критерием безопасности ведения горных работ при интенсивной отработке угольных пластов является так называемый газовый барьер. Он ограничивает темпы продвижения забоев подготовительных выработок, их протяженность и интенсивность добычи угля в очистных забоях путем защитного отключения электрооборудования проходческих, добычных и транспортных машин при достижении концентрации метана в выработках критических значений с помощью датчиков аппаратуры автоматического контроля метана (АКМ, «Метан», «Микон-1» или им подобным). В результате эти очень дорогостоящие машины начинают работать с недогрузкой и значительными простоями. Отодвинуть газовый барьер традиционными схемами вентиляции,

предусматривающими разбавление метана свежим воздухом, в ряде случаев, особенно при высокой концентрации горных работ, нельзя из-за наличия верхних пределов допустимых скоростей вентиляционных потоков в действующих выработках (4 м/с — в забоях, 6 м/с в прилегающих участковых выработках). Отодвинуть этот барьер можно только за счет уменьшения поступления метана в действующие выработки из разрабатываемого пласта, его спутников и вмещающих пород, для чего требуется проведение ряда мероприятий по управлению газовой выделением на выемочных участках.

Управление метановыделением осуществляется выполнением следующих взаимно дополняющих друг друга технологических процессов:

- расчет и подача в горные выработки количества воздуха, обеспечивающего концентрацию метана не более 1 %;
- перераспределение воздушных потоков в пределах выемочных участков таким образом, чтобы в очистной и подготовительный забои поступала свежая струя;
- снижение метановыделения из выработанного пространства, из подрабатываемых пластов-спутников из разрабатываемого пласта средствами дегазации;
- снижение метановыделения из отбитого угля в очистном и подготовительном забоях при высокопроизводительной отработке угольных пластов путем управления режимом работы выемочных и транспортных машин (конвейеров), обеспечивающим поддержание концентрации метана на исходящей струе менее 1 %;
- рациональным планированием порядка отработки пластов в свите или слоев в пласте (при слоевой разработке), обеспечивающим более равномерное распределение метановыделения в выработки разрабатываемого пласта. Рассмотрим эти мероприятия более подробно.

14.2. Способы управления метановыделением средствами вентиляции

Основной задачей системы вентиляции шахты является обеспечение расчетным количеством воздуха каждого забоя и каждой выработки в зависимости от их абсолютной метанообильности. Вентиляция шахт является наиболее традиционным методом управления газовой выделением, однако с ростом газообильности шахт дан-

ный метод исчерпал свои возможности, поскольку требует постоянного увеличения сечения горных выработок и производительности вентиляторов главного проветривания.

В сложившихся условиях возникает необходимость управления метановыделением в пределах выемочных участков шахт путем изменения традиционных схем проветривания очистного забоя, использованием газоотсасывающих вентиляторов, газодренажных выработок, камер смешения, раздельного проветривания очистного забоя и примыкающего к нему конвейерного штрека и др. В условиях пологого падения угольных пластов, характерного для центральных районов Кузбасса, реализуется, как правило, нисходящее проветривание очистных забоев с выходом исходящей вентиляционной струи на фланговый уклон, куда также будет поступать и вентиляционная струя с конвейерного штрека, содержащая метан, выделившийся из транспортируемого из лавы отбитого угля.

Некоторое время на шахтах Кузбасса применялся метод изолированного отвода высококонцентрированных метановоздушных смесей через выработанное пространство в газосборную выработку в фланговый газосборный уклон и далее без разбавления через вентиляционную скважину на земную поверхность с помощью газоотсасывающего вентилятора ВМЦГ, просасывающего через себя любую, в том числе и взрывоопасную концентрацию метана (5—15 %). При этом создается аэродинамическая изоляция атмосферы лавы, конвейерного и вентиляционного штреков от выработанного пространства.

На рис. 14.1 изображена схема управления метановыделением с использованием камеры смешения, на рис. 14.2 — камера смешения, а на рис. 14.3 — схема управления метановыделением с использованием вентиляционной скважины и газоотсасывающего вентилятора.

Плотный отшив изготавливается из досок и сверху покрывается для герметичности старыми вентиляционными трубами. Регулирующая заслонка приводится в действие с помощью тяги. Ее назначение — обеспечить на выходе из камеры смешения воздушный поток в уклоне с содержанием метана не более 1 % (рис. 14.1).

Если свежую струю принять за 100%, то исходящие I и II примерно составляют по 50 % расхода воздуха. Исходящая I должна обеспечивать проветривание потока угля, движущегося по конвейеру из лавы. При большом числе подрабатываемых угольных пластов-спутников

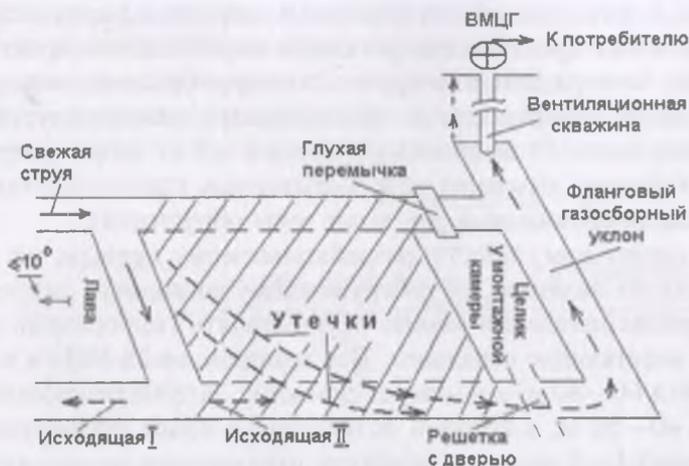


Рис. 14.3. Схема управления метановыделением с использованием вентиляционной скважины и газоотсасывающего вентилятора

в исходящей II может быть и более 50 % расхода воздуха. Если угол падения пласта более 10° , то в лаве принимают восходящее проветривание и выпуск утечек воздуха с высокой концентрацией метана осуществляют через решетку с дверью на вентиляционном штреке, а внизу на конвейерном штреке возводят глухую перемычку. При большом (> 1000 м) отходе лавы от монтажной камеры следует пробурить вторую вентиляционную скважину в выработанное пространство ближе к забою. Схема 14.3 может работать в режиме добычи кондиционного газа (содержание метана на выходе из ВМЦГ 30 % и более).

14.3. Способы и схемы управления метановыделением средствами дегазации

Второй технологический процесс — изолированный отвод метана минуя атмосферу действующих выработок на земную поверхность с помощью средств дегазации — по дегазационным скважинам, дегазационному газопроводу под вакуумом, создаваемом вакуум-насосами передвижной или стационарной дегазационной установкой.

Дегазационные скважины можно бурить:

а) с земной поверхности до разрабатываемого пласта и подключать к дегазационному газопроводу, когда к ним приблизится

забой лавы и когда они смогут откачивать метановоздушную смесь из выработанного пространства (дегазация выработанного пространства в зонах беспорядочного и крупноблочного обрушения пород);

б) с земной поверхности до вышележащих пластов-спутников на удалении около 15 вынимаемых мощностей от почвы разрабатываемого пласта (дегазация подрабатываемых пластов-спутников в зоне трещинообразования, т.е. выше зоны обрушения);

в) по одиночному пласту, разрабатываемому первым, по восстанию или по падению, не разгруженному от горного давления. Для ускорения дегазации можно осуществлять гидроразрыв пласта через восстающие скважины. Под напором до 25 МПа в пласт закачивается 60—80 м³ воды через скважину, загерметизированную на длину 40—50 м, в которой оставлена на конце фильтрующая часть длиной 1—2 м; затем скважина открывается, из нее интенсивно изливается вода и образующиеся в пласте трещины гидроразрыва становятся газопроводящими с последующим бурением через создавшуюся сеть трещин дегазационных скважин;

г) по пластам после опережающей защитной наработки (дегазация разгруженных пластов).

Выработка, из которой впоследствии будут буриться восстающие или нисходящие пластовые дегазационные скважины с недобуром до верхнего штрека на 10 м (чтобы не было подсосов воздуха) и с перебуром контура нижней выработки до ее проходки и лавы одновременно), проводится под защитой веера разведочно-дегазационных скважин за контуром выработки. Их еще называют барьерными, т.к. они перехватывают потоки метана как впереди, так и позади забоя, стремящиеся из глубины пласта в выработку за счет разгрузки и перепада газового давления. Скважины бурят из боковых ниш, нарезаемых проходческим комбайном в шахматном порядке таким образом, чтобы скважины дегазировали пласт в контуре и на 4 м за контур выработки с обеих сторон при неснижаемом опережении дегазированной зоной забоя выработки 5 м.

Дегазационные скважины с земной поверхности бурят диаметром 100—150 мм. Приустьевая часть скважины герметизируется введением составной стальной трубы и заполнением затрубного пространства высокорасширяющимся цементно-песчаным раствором с расширяющей добавкой порошка алюминия и смачивателя (коэффициент расширения такого раствора 1,2—1,25).

На рис. 14.4 изображена совмещенная схема дегазации выработанного пространства и подрабатываемых пластов-спутников скважинами с земной поверхности. На рис. 14.5 приведена схема дегазации разрабатываемого пласта без разгрузки от горного давления, а на рис. 14.6 и 14.7 показаны две схемы дегазации пластов после



Рис. 14.4. Совмещенная схема дегазации выработанного пространства в зоне обрушения и подрабатываемых пластов-спутников в зоне трещинообразования скважинами с земной поверхности

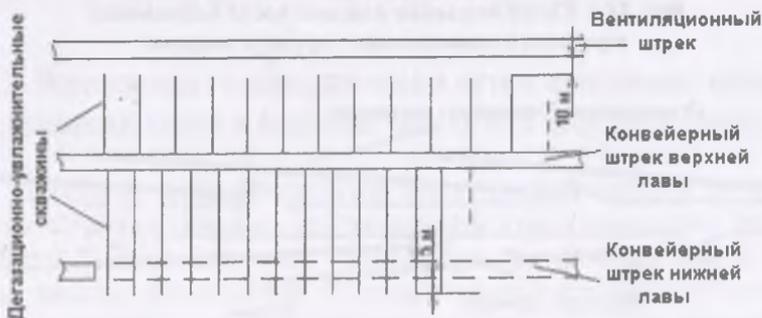


Рис. 14.5. Схема дегазации (увлажнения) неразгруженного разрабатываемого пласта восходящими и нисходящими пластовыми скважинами

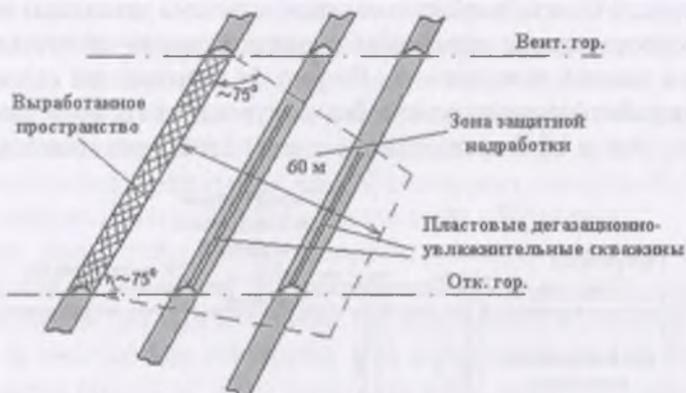


Рис. 14.6. Схема дегазации (и увлажнения) пластов после надработки пластовыми восстающими скважинами



Рис. 14.7. Схема дегазации пластов после надработки породными скважинами с полевого штрека



Рис. 14.8. Схема проходки подготовительной выработки с бурением ограждающих (барьерных) скважин

их надработки (первая — пластовыми восстающими скважинами из конвейерного или откаточного штрека, вторая — породными скважинами из полевого штрека). Схема дегазации, изображенная на рис. 14.8 дает представление о дегазации ограждающими (барьерными) скважинами пласта для снижения метанообильности подготовительной выработки при ее проходке.

14.4. Способы и схемы управления метановыделением путем увлажнения пластов

Третий технологический процесс — блокирование метана в угольных порах капиллярным давлением воды и пережимом фильтрующих трещин за счет набухания угля при низконапорном (под давлением меньше веса вышележащих пород) увлажнении пластов. Такое увлажнение целесообразно производить через отработавшие дегазационные скважины, кроме скважин с земной поверхности и барьерных скважин. Если предварительная дегазация пластов не предусматривается, то диаметр увлажненных скважин можно уменьшить до 45—60 мм, а трудоемкую цементно-песчаную герметизацию скважин можно заменить на герметизацию рукавными гидрозатворами, автоматически разжимающимися в скважине под напором нагнетаемой воды. Средствами увлажнения пластов являются увлажнительные скважины, противопожарно-оросительный водопровод, насосные установки с автоматически регулируемым напором и расходом воды в зависимости от приемистости пласта; (чтобы не разорвать пласт преждевременно, когда еще не обеспечена норма подачи воды 20—40 л на 1 т запасов угля).

14.5. Управление газовой выделением путем изменения порядка выемки слоев в мощном пласте или пластов в свите

Дегазация угольных пластов может осуществляться не только путем бурения скважин по различным геометрическим схемам и специальными методами воздействия на угольный пласт, но и естественным образом при ведении очистных работ. При проведении подготовительных выработок для оконтуривания выемочных блоков либо монтажных камер, диагональных печей и т.д. создаются условия для выхода газа из угольного массива через поверх-

ности обнажения. При подработке или надработке пласта эти процессы многократно усиливаются, в результате чего его природная газоносность существенно снижается.

Это явление может быть использовано при проектировании технологических схем отработки пластов в разных горно-геологических условиях с целью достижения максимального эффекта их естественной дегазации или более благоприятного распределения газовыделения во времени на весь период отработки данного пласта.

Как показала практика, эффективность предварительной дегазации зависит от того, какой выбран порядок выемки слоев в мощном пласте — восходящий или нисходящий, а также направление выемки слоя — по восстанию, по падению или простиранию.

Все вышеперечисленные факторы характеризуют процесс естественной газоотдачи угольных пластов и широко используются при решении практических задач по снижению их газоносности и выбросоопасности, а также общей газообильности выемочных участков. Положительным моментом метода естественной дегазации является отсутствие дегазационных коммуникаций, оборудования, вакуум-насосной станции и обслуживающего их персонала, а также высокая эффективность, обеспечивающая снижение абсолютной газообильности выемочных участков до шести раз по сравнению с недегазационными зонами угольных пластов. При этом важное значение имеет выбор очередности и порядка отработки пластов в свите или слоев в пласте (при большой мощности), способа управления кровлей, схемы проветривания участка и др.

Очередность отработки слоев в мощных угольных пластах пологого падения Кузбасса в условиях пологого падения представлены на рис. 14.9.

В условиях крутого падения и большой мощности пластов Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса, достигающих 20 м и более и обрабатываемых с закладкой выработанного пространства, вариантов слоевой выемки значительно больше (рис. 14.10).

При любом варианте слоевой отработки мощного пласта в наиболее неблагоприятном положении по газу является первый слой независимо от его положения по мощности пласта. Распределение средних значений абсолютной газообильности по слоям дано в табл. 12.1 и 12.2.

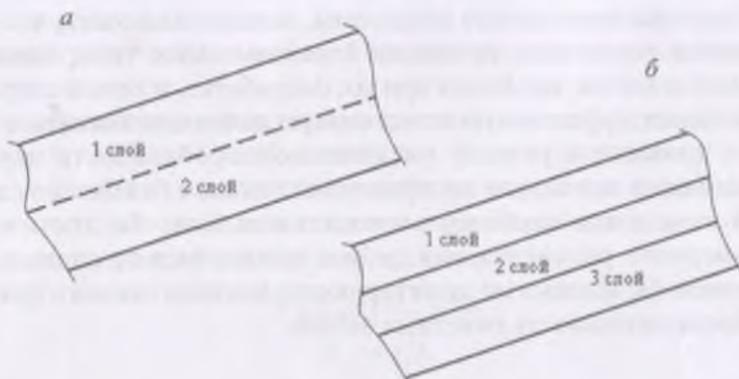


Рис. 14.9. *Очередность отработки мощного пологого пласта с разделением на слои в нисходящем порядке. Выемка ведется по простирающую системой длинных столбов с обрушением кровли (Томусинский район):*

а — два слоя, б — три слоя

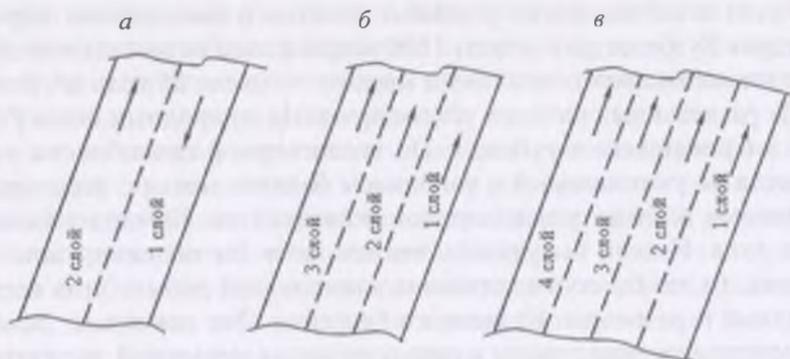


Рис. 14.10. *Очередность и направление отработки слоев в мощных пластах крутого падения с закладкой выработанного пространства: а) два слоя, б) три слоя, в) четыре слоя*

К недостаткам метода естественной дегазации следует отнести то, что значительная часть метана, десорбированного из коллекторов, поступает в выработки разрабатываемого пласта, а это приводит к необходимости увеличения количества воздуха для их проветривания, повышения мощностей вентиляторов и их производительности, увеличения сечения воздухоподающих выработок. Кроме того, весь газ, поступивший в участковые выработки, выбрасывается в атмосферу, создавая предпосылки к негативным эффектам в атмосфере Земли.

Оценивая полученные результаты, можно заключить, что значительная газоотдача временно невынимаемых толщ мощных угольных пластов, особенно при их подработке, с одной стороны, обеспечивает эффективную естественную дегазацию массива, с другой — приводит к резкому увеличению газообильности первого слоя, создавая тем самым диспропорции газового баланса по слоям.

В этом плане наиболее рациональным было бы достижение равномерного распределения дебита метана между слоями, что исключило бы полностью лимитирующее влияние газового фактора на производительность очистных забоев.

14.6. О возможности и целесообразности добычи метана из угольных месторождений Кузбасса

По приближенным геологическим оценкам, из данных о запасах угля и газоносности угольных пластов и вмещающих пород, в недрах Кузбасса до глубины 1500 м накоплены колоссальные объемы так называемого «шахтного метана» — около 25 трлн м³, более 40 % разведанных запасов углеводородных природных газов России и ближайшего зарубежья. По теплотворной способности этот никогда не учитываемый в топливном балансе метан с небольшой примесью высших углеводородов эквивалентен 30 млрд т каменного угля. И если бы удалось извлечь хотя бы половину запасов метана, то это бы соответствовало многолетней добыче угля всеми шахтами и разрезами Кузнецкого бассейна. Это основные, далеко не исчерпывающие доводы в пользу развития метановой энергетики при сокращении добычи угля, особенно экологически ущербным открытым способом. Можно было бы рассмотреть вопросы упрощения химических технологий, резкого повышения безопасности и экономичности горных работ, сохранения плодородия земельных ресурсов, озоносферы планеты, разрушаемой метаном, выбрасываемым в атмосферу.

В практике передовых угледобывающих стран с целью промышленной добычи метана из угольных пластов применяется бурение скважин с земной поверхности. Для активизации выхода метана из угольного массива применяется технология направленного турбобурения длинных скважин, включая бурение по вертикали до пласта с разворотом в плоскости пласта, а также гидроразрыв угольного пласта. Подобная технология стала применяться и в Кузбассе.

С глубиной давление газа в угольном массиве нарастает по гидростатическому закону начиная от границы зоны газового выветривания (рис. 14.11, а). Соответственно возрастают по параболическому закону запасы метана в угольном пласте (рис. 14.11, б). Однако с глубиной резко снижается газопроницаемость пласта (рис. 14.11, в), т.к. уменьшается влияние фильтрующих трещин в пласте вследствие их пережатия горным давлением, которое с глубиной растет по гидростатическому закону (рис. 14.11, г):

$$P = 0,01(H - H_0); \quad (14.1)$$

$$P_{гд} = \gamma H, \quad (14.2)$$

где γ — плотность вышележащих пород.

Уменьшению газопроницаемости угольного пласта на больших глубинах способствует не только нарастающее горное давление, но и так называемое набухание угля при газонасыщении, эффект которого обнаружили и оценили качественно за рубежом, а затем и количественно в России. Проникая в тонкую структуру угля между плоскими макромолекулами угля и мицеллами, метан раздвигает их и стремится увеличить объем угля. Но пласт сверху и снизу зажат породами и поэтому ему ничего не остается, как «деформироваться вовнутрь», т.е. смыкать еще больше плоские трещины, являющиеся основными каналами фильтрации метана в скважину. В результате на больших глубинах метан сам себя блокирует в угле (в угольных порых и в более мелких микроколлекторах). И чем выше давление газа P , тем существеннее эффект такого блокирования. Это подтверждают лабораторные эксперименты по изучению газопроницаемости образцов угля, предварительно насыщенных метаном под различным давлением P в условиях, имитирующих различную глубину залегания пласта, а также шахтные исследования дегазации неразгруженных пластов на различных глубинах.

При дегазации скважинами выбросоопасных пластов, неразгруженных надработкой и подработкой очистными работами, был получен очень низкий эффект. Чтобы дегазацией снизить давление газа до невыбросоопасного значения $P_n \leq 0,6$ МПа (или уменьшить газоносность пласта до величины $x \leq 12$ м³/т) через скважины на расстоянии 6—20 м при глубине 420 м потребовалось в Прокопьевском месторождении около 0,7 года, а в Воркутинском месторождении на глубинах 600—1000 м при бурении скважин через 4—6 м — 9 лет.

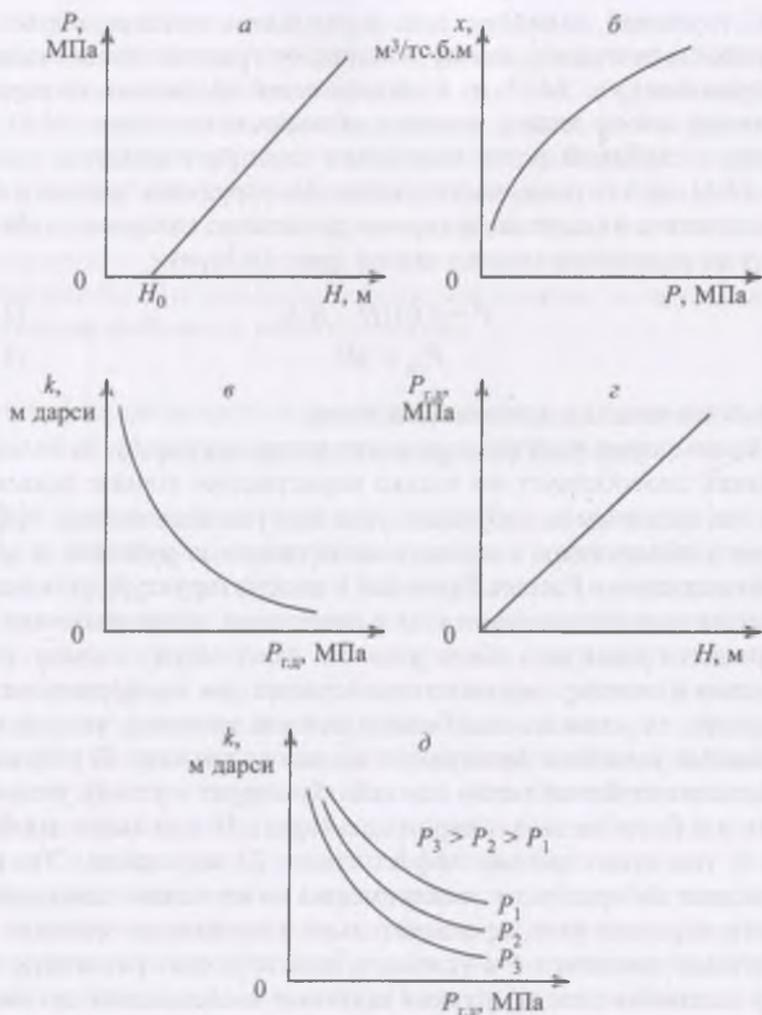


Рис. 14.11. Взаимосвязь давления газа P , газоности x , газопрооницаемости k , горного давления $P_{г.г}$ и глубины от земной поверхности H для угольных пластов

В современных условиях такие сроки абсолютно неприемлемы и единственным технически возможным способом решения данной проблемы является дегазация угольных пластов с разгрузкой от горного давления надработкой и подработкой очистными работами, когда после упругого восстановления ранее сжатого горным давлением массива образуются зоны обрушения и при-

КОНТРОЛЬ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ

15.1. Служба аэрологической безопасности

Шахтная атмосфера представляет собой аэрогазовую среду, содержащую множество компонентов, обладающих самыми различными свойствами как с точки зрения вредного воздействия на человека, так и с точки зрения возникновения аварийных ситуаций в виде взрыва метановоздушной смеси. Атмосфера в горных выработках характеризуется значительной динамикой содержащихся компонентов во времени и пространстве, что требует непрерывного контроля ее состава независимо от характера технологических процессов.

Правила безопасности в угольных шахтах устанавливают порядок и периодичность замеров вредных газов и метана в горных выработках, а для шахт III категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа, требуют круглосуточного контроля шахтной атмосферы средствами автоматической газовой защиты, обеспечивающим контроль за концентрацией метана в исходящих струях очистных и подготовительных забоев, крыла шахты и шахты в целом, скоростью воздуха, проходящего по выработкам, температурой воздуха и относительной влажности.

Результаты замеров состава воздуха в горных выработках заносят в вентиляционный журнал, оформленный в соответствии с Инструкцией по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану или диоксиду углерода.

Во всех местах замера расхода воздуха устанавливают измеренные доски (аншлаги), на которых указывают дату измерения, сечение горной выработки, скорость воздуха, расчетный и фактический расход воздуха.

В действующих горных выработках шахты устанавливают стационарные датчики системы автоматической газовой защиты (АГК), предусмотренные проектом. При производстве взрывных работ замеры концентрации метана осуществляют в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах. Специалисты структурных подразделений, дающие наряд, и лицо, утверждающее наряд, должны быть ознакомлены с результатами контроля рудничной атмосферы.

Загазирования горных выработок подлежат рассмотрению и учету в соответствии с Инструкцией по разгазированию горных выработок, расследованию, учету и предупреждению загазирования. Сведения о загазировании ежеквартально передаются в территориальный орган Ростехнадзора. Кроме того, специалисты службы аэрологической безопасности шахт регистрируют параметры работы главного вентилятора с соответствующими записями в журнале.

В современных крупных угледобывающих холдингах в целях обеспечения комплексной аэрологической безопасности подземной угледобычи организуются единые диспетчерско-аналитические центры, осуществляющие контроль за аэрогазовой ситуацией группы шахт, куда поступает телеметрическая информация из каждого очистного и подготовительного забоя, конвейерных выработок и других важных в аэрологическом плане объектов. В частности, подобные центры функционируют в АО СУЭК-Кузбасс, АО «Распадская угольная компания», «Холдинговая компания» ЗАО СДС-Уголь. Все они оснащены средствами централизованного контроля состояния промышленной безопасности.

15.2. Приборы для контроля шахтной атмосферы

Комплекс приборного оборудования для контроля состояния шахтной атмосферы включает приборы для измерения микроклимата в горных выработках, включая скорость воздуха, относительную влажность и температуру, запыленности воздуха, барометрическое давление, концентрацию метана и других газов, появление которых обусловлено технологическими процессами или средствами транспорта.

15.2.1. Приборы для измерения скорости воздуха в горных выработках

Крыльчатый анемометр АСО-3 (рис. 15.1) служит для замера скорости воздуха в пределах от 0,1 до 5 м/с. Он состоит из крыльчатки 1, счетчика 2, числа оборотов крыльчатки, цилиндрического кожуха 3, в котором вращается крыльчатка, ручки для держания анемометра в нужном положении (ввинчиваемой в отверстие 4), арретира 5 для включения и выключения счетчика и циферблата 6 со шкалой показаний счетчика. Записав начальные показания N_1 счетчика и поместив после этого анемометр в одну из точек потока, ориентируя при этом плоскость вращения крыльчатки перпендикулярно оси потока, через 10—15 с включают одновременно арретир и секундомер. По конечному показанию N_2 счетчика и отсчитанному времени T на секундомере (обычно 100 с) определяют число оборотов N крыльчатки по формуле

$$N = \frac{N_1 - N_2}{T}, \quad (15.1)$$

а по подсчитанному значению N находят на тарифовочном графике, имеющемся при каждом анемометре, истинную скорость воздуха, замеренную в точке установки анемометра.

Чашечный анемометр МС-13 (рис. 15.2) отличается от крыльчатого анемометра тем, что у него для восприятия скорости потока служит вертушка из четырех полусферических чашечек 1, установленных на концах двух взаимно-перпендикулярных стерженьков. Стерженьки закреплены на общей оси 3, связанной со счетчиком оборотов вертушки, помещенным в корпусе 2. Чашечным анемометром измеряют скорости воздуха от 1 до 20 м/с. Порядок замера аналогичен крыльчатому анемометру.

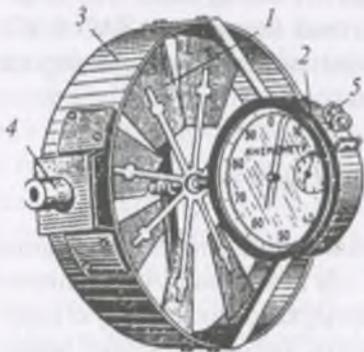


Рис. 15.1. Крыльчатый анемометр АСО-3

Скорость движения воздуха в поперечном сечении выработок распределяется неравномерно: в центре она больше, у стенок — меньше. Измерение средней скорости воздуха производят следующими способами: «в сечении», «перед собой», «по точкам» (рис. 15.3).

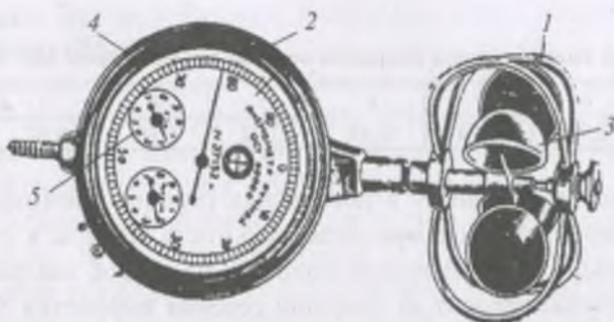


Рис. 15.2. Чашечный анемометр МС-13

При измерении «в сечении» замеряющий встает спиной к одному борту выработки и, держа анемометр в вытянутой руке и перемещаясь поперек выработки, обводит равномерно по всему сечению анемометром так, как это показано на рис. 15.3. Секундомер и счетный механизм анемометра должны включаться одновременно. Время замера обычно принимают 100 секунд.

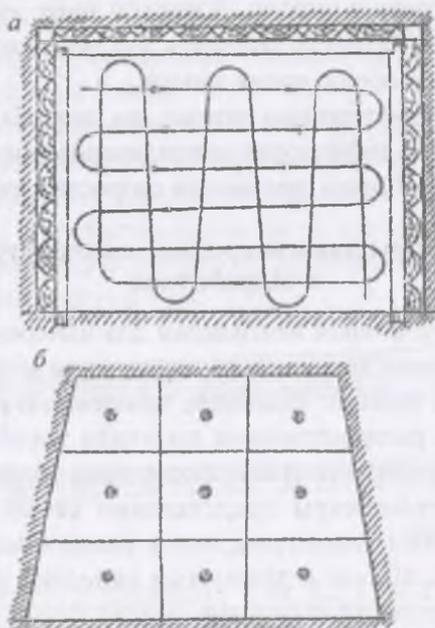


Рис. 15.3. Схемы измерения скорости движения воздуха:

а — методом обвода поперечного сечения выработки; *б* — точечным методом по секциям поперечного сечения выработки

Поправка на способ замера скорости воздуха анемометром МС-13

<i>S</i>	8	7	6	5	4	3	2
<i>K</i>	0,95	0,94	0,93	0,92	0,90	0,87	0,80

Полученную разницу в показаниях стрелок анемометра до и после замера делят на продолжительность замера в секундах. В полученный результат вносят поправку на способ замера, которая в данном случае зависит от площади сечения выработки *S* и может быть определена по формуле или взята из табл. 15.1.

При замере «перед собой» измеряющий встает лицом навстречу вентиляционной струе и, держа анемометр в вытянутой руке перед собой, обводит им сечение так же, как и в предыдущем случае. Поправка на способ замера принимается постоянной и равной 1,14.

При замере «по точкам» сечение выработки разбивают на площадки, как показано на рис. 15.3 и измеряют скорость воздуха в центре каждой из них, перемещая включенный анемометр последовательно из одной точки в другую. В каждой точке анемометр держат обычно 10—30 с. Разность отсчетов по анемометру до и после измерения делят на общее время замера.

Наиболее распространены первые два способа. Замеры по точкам производятся в диффузорах вентиляторов, иногда этот способ применяется в выработках при малых скоростях движения воздуха.

15.2.2. Приборы для измерения температуры воздуха в выработках

В практике рудничной вентиляции для измерения температуры воздуха применяются технические термометры и термографы.

Термометры бывают: палочные, прашевые и со вставной шкалой. Наибольшее распространение получили жидкостные термометры, которые по конструктивному оформлению являются палочными.

Палочные термометры представляют собой толстостенный капилляр с внешним диаметром, почти равным диаметру резервуара (рис. 15.4, *a*). Шкала с делениями нанесена непосредственно на внешней поверхности капилляра.

Термометр со вставной шкалой изображен на рис. 15.4, *б*. У термометров этого типа капиллярная трубка присоединена к ртутному резервуару, помещена в стеклянную оболочку цилиндриче-

ской формы. Внутри оболочки, позади капилляра, помещена шкала из молочного стекла.

Пращевые термометры изготавливаются ртутные и спиртовые, первые — со шкалой в пределах от -35 до $+45$ °С, а вторые — от -60 до $+30$ °С. Цена наименьшего деления шкалы равна $0,5$ °С. Пращевой термометр (рис. 15.4, в) состоит из круглой цилиндрической трубки, соединенной с резервуаром, заполненным ртутью или спиртом. В трубку либо вкачан воздух, либо она заполнена нейтральным газом азотом под давлением. Наружная поверхность трубки снабжена шкалой, причем каждый десятый градус занумерован. Верхний конец снабжен металлическим колпачком, имеющим ушко, к которому привязан шнур. При измерении температуры шнур привязывается к ролику футляра, затем берут в руку футляр и вращают термометр.

Термограф применяется для записи температуры воздуха, имеет воспринимающую и регистрационную части. На металлической площадке 1 укреплен вертикальная ось с барабаном 2, внутри которого помещен часовой механизм. В верхней части крышки барабана сделаны отверстия для выхода оси барабана, для заводного ключа часового механизма. Часовой механизм может иметь суточный и недельный завод.

На барабане при помощи металлической пластинки закреплена разграфленная бумажная лента. Запись осуществляется пером, укрепленным на длинном стержне, соединенном с воспринимающей частью прибора. Воспринимающая часть термографа представляет собой биметаллическую пластину, изменяющую свою кривизну с изменением температуры (рис. 15.5).

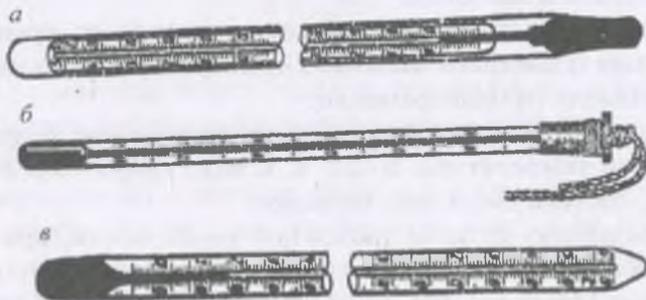


Рис. 15.4. Термометры:

а — палочный; б — пращевой; в — со вставной шкалой

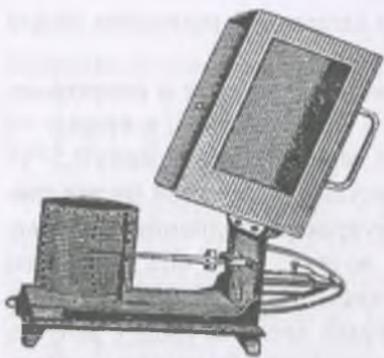


Рис. 15.5. Термограф

Из современных образцов приборов для измерения температуры следует выделить термометр электронный ТГО-2МП, предназначенный для измерения температуры и относительной влажности в угольных шахтах, опасных по газу и пыли.

Термометр ТГО-2МП выполняет следующие функции:

- 1) текущее измерение температуры и влажности воздушно-газовой среды в месте нахождения прибора;
- 2) текущее измерение температуры на расстоянии до 2,5 м от места нахождения прибора с использованием телескопического удлинителя;
- 3) регистрацию в памяти по команде оператора двадцати значений измеряемой температуры, с указанием номера регистрации и технологического времени момента записи в память информации;
- 4) регистрацию в памяти по команде оператора двадцати значений измеряемой относительной влажности воздуха, с указанием номера регистрации и технологического времени момента записи в память информации;
- 5) хранение зарегистрированной информации, как в режиме текущих измерений, так и при выключенном питании;
- 6) вывод зарегистрированной информации из памяти по команде оператора на символьный дисплей о температуре или относительной влажности;
- 7) очистку памяти по команде оператора от хранящейся информации о двадцати значениях температуры и двадцати значениях влажности одновременно;
- 8) выработку предупреждающего сигнала при возрастании измеряемой температуры до 27°C в виде единичной звуковой посылки, состоящей из трех сигналов;
- 9) выработку сигнала тревожной тональности, при возрастании измеряемой температуры до 40°C и выше (многократно с периодом 1 минута). Выключение тревожного периодического звукового сигнала происходит при снижении измеряемой температуры до $39,9^{\circ}\text{C}$ и ниже.

10) контроля снижения напряжения питания, с отображением на символьном дисплее в виде трех элементного символа «III».

11) Для увеличения длительности непрерывной работы прибора применены функции перевода процессорной системы в режим малого потребления и автоматическое отключение подсветки символьного дисплея.

12) Для повышения комфортности работы с прибором, управляющей программой формируются информационные и предупреждающие сигналы в виде надписей на дисплее и звуковых сигналов.



Рис. 15.6. Общий вид прибора ТГО-2МП

Общий вид прибора изображен на рис. 15.6.

15.2.3. Приборы для измерения влажности воздуха

Различают абсолютную и относительную влажность воздуха. Абсолютной влажностью воздуха называется масса водяного пара в граммах, содержащегося в одном кубическом метре воздуха. Относительной влажностью воздуха называется отношение веса водяных паров во влажном воздухе к весу водяных паров при полном его насыщении, при той же температуре, выраженное в процентах.

$$\Psi = \frac{W_{\text{абс}}}{W_{\text{max}}}, \quad (15.2)$$

Для замера влажности воздуха применяются: психрометры из парных термометров, психрометры с вентиляторами, гигрометры и гигрографы.

Психрометрами с вентиляторами пользуются для определения влажности при условии, что температура воздуха не превышает +35 °С и не ниже —10 °С. По конструкции психрометры делятся на большую и малую модели. Прибор (рис. 15.7) состоит из двух термометров 1 и 2, резервуары которых заключены в защитные трубчатые оправы, и аспиратора 24 для всасывания воздуха.

К психрометру прилагаются: резиновая груша 3 с зажимом 4 и стеклянной трубкой на конце 5, щиток 7 для защиты аспиратора от ветра, металлический стержень 6 для подвешивания прибора и ключ 8 для завода пружины. Термометры на верхних концах имеют цилиндрические никелированные колпачки 9 и 10 с выступами для установки в отверстиях пластинки 11; на нижние концы насажены металлические оправки, которые должны плотно входить во втулки 12 и 13.

Резервуары термометров находятся внутри трубок 14 и 15, которые, в свою очередь, заключены в трубки 16 и 17 большого диаметра. Трубки 16 и 17 муфтами 18 и 19, сделанными из плохого проводника тепла (фибра, эбонит), соединяются с разветвлением 20 никелированной трубки 21, помещенной между термометрами 1 и 2. С боков термометры 1 и 2 защищены желобами 22 и 23. Трубки 21 и желоба 22 и 23 скреплены вверху пластинкой 11, имеющей два отверстия для вставки термометра и одно с винтовой нарезкой, куда ввинчивается аспиратор.

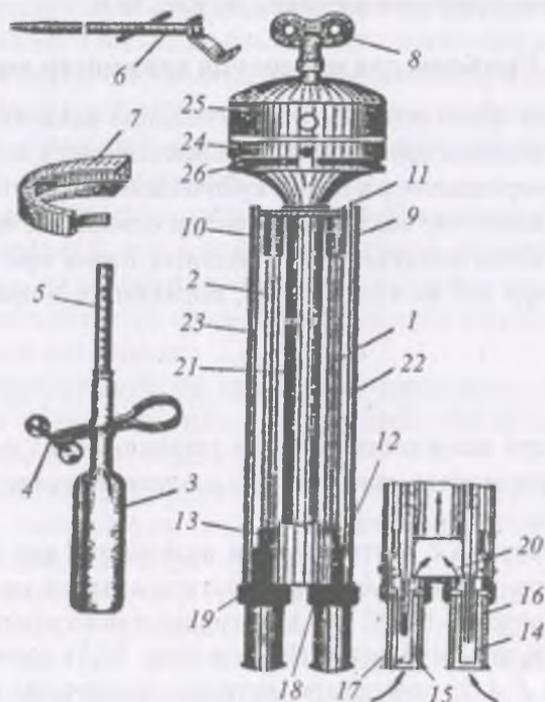


Рис. 15.7. Психрометр

Аспиратор 24 состоит из вентиляторной шайбы, приводимой в быстрое вращение пружинным механизмом, заводимым ключом 8. Механизм аспиратора закрыт колпачком 25. Аспиратором воздух засасывается в трубки 14, 15, 16 и 17, обтекает резервуары термометров и затем выбрасывается через прорези 26.

Процесс измерения влажности психрометром следующий:

- 1) вынимают прибор из футляра и вставляют в него ключ 8;
- 2) за 5 минут до снятия отсчета смачивают батист на термометре, для чего берут наполненную водой резиновую грушу с пипеткой и, разжав одной рукой зажим 4, другой сжимают немного грушу, чтобы вытесненная вода наполнила стеклянную трубку до черты. Затем, освободив зажим 4, закрепляют уровень воды. После этого пипетку с водой осторожно вводят до отказа во внутреннюю трубку 14 и, продержав в таком положении пипетку, достаточное время, чтобы батист напитался водой, разжимают зажим и осторожно выводят пипетку из прибора обратно;

- 3) после смачивания заводят ключом 8 аспиратор 24;

- 4) по истечении 4-х минут производится отсчет по сухому и смоченному термометру.

Абсолютную влажность (упругость водяного пара, мм рт. ст.) определяют по формуле

$$e = E_1 - 0,5(t - t_1) \cdot H / 755,$$

где E_1 — максимально возможная упругость водяного пара при температуре смоченного термометра t_1 , t — температура воздуха, измеренная по сухому термометру; t_1 — температура смоченного термометра; H — барометрическое давление воздуха.

Относительную влажность воздуха в процентах определяют на основании показаний сухого и мокрого термометра по психометрическим таблицам или номограммам, прилагаемым к психрометру.

Гигрограф. Приемной частью прибора (рис. 15.8) служит пучок обезжиренных волос, прикрепленный обоими концами к кронштейну в точке 1 и оттянутый за середину при помощи крючка 2 к вертикальному плечу коленчатого рычага 3. Цилиндрический противовес 4, имеющийся на противоположном плече рычага, натягивает пучок волос. При удлинении пучка правое плечо рычага, опускаясь, скользит или катится по другому изогнутому плечу, скрепленному с пишущей стрелкой 5, и заставляет ее перемещаться, причем перо вычерчивает на ленте, закрепленной на вращающемся

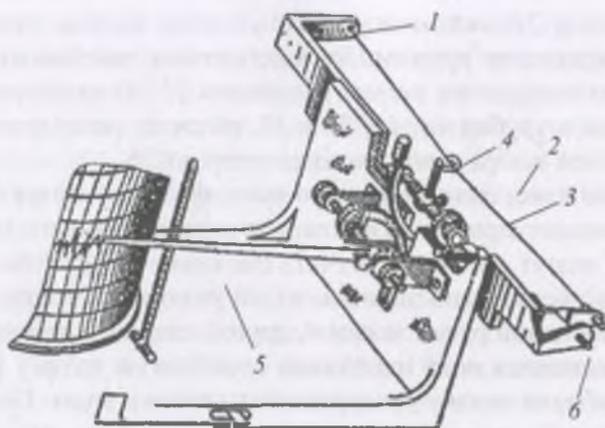


Рис. 15.8. Гигрограф (фрагмент)

от часового механизма барабана, некоторую линию. При возрастании относительной влажности пучок волос удлиняется, и перо идет вверх, при уменьшении — опускается.

В тех случаях, когда стрелка гигрографа выходит за пределы шкалы, следует переставить перо при помощи квадратного ключа, вращая винт 6. При вращении этого винта меняется расстояние между точками закрепления пучка волос.

15.2.4. Приборы для измерения барометрического давления

В горных выработках шахт барометрическое давление отличается от атмосферного на поверхности. Это зависит от способа проветривания шахты (нагнетательный или всасывающий). При нагнетательном способе давление в шахте всегда выше атмосферного, при всасывающем — ниже. На человека эти отклонения не оказывают существенного влияния, но они могут формировать разное направление утечек воздуха через выработанное пространство. Основное назначение приборов для измерения барометрического давления это производство депрессионных съемок.

Для этой цели применяются различные виды барометров, предназначенных для работы в подземных условиях. Принципиальная схема барометра-анероида представлена на рис. 15.9.

В шахтных условиях используются микробарометры и барометры-анероиды, предназначенные для измерения давления в отдельных

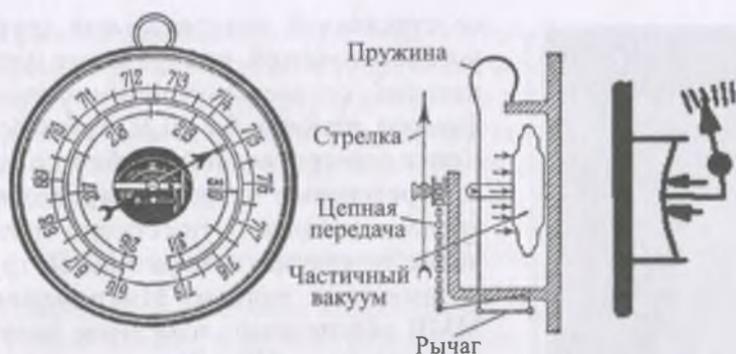


Рис. 15.9. Принципиальная схема устройства барометра-анероида

точках при производстве депрессионных съемок. Учитывая, что все барометры обладают некоторой инерционностью, необходимо при переходе от одной точки замера к другой ждать 15—20 минут для восприятия нового уровня давления. Если между двумя точками замера имеется разность высотных отметок, то вводится соответствующая поправка. Микробарометры обеспечивают измерения давления в диапазоне 7200—8400 Па. Погрешность измерений ± 3 Па.

Для измерения давления также применяются микроманометры с наклонной шкалой ММН (рис. 15.10). Микроманометр состоит из металлического резервуара, соединенного резиновым шлангом

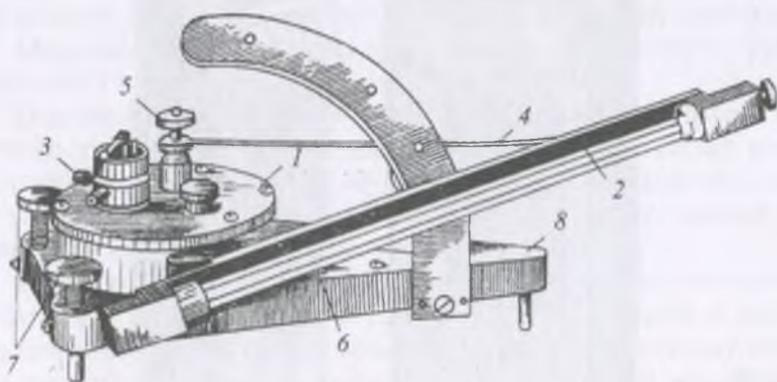


Рис. 15.10. Микроманометр с наклонной шкалой:

1 — металлический резервуар; 2 — измерительная трубка; 3 — трехходовый кран; 4 — резиновый шланг; 5 — регулирующий барабан; 6 — уровень; 7 — винты для регулирования горизонтального положения подставки; 8 — подставка



Рис. 15.11. Электронный барометр для измерения давления в горных выработках

со стеклянной измерительной трубкой, устанавливаемой под разными углами наклона, соответствующими значениям фактора прибора 0,2; 0,3; 0,4; 0,6; 0,8. Конец измерительной трубки соединяется резиновым шлангом с трехходовым краном, который осуществляет подключение резервуара измерительной трубки к замерным точкам. Микроманометр ММН обеспечивает измерение давления в диапазоне до 250 даПа.

Из более современных типов приборов для измерения давления следует отметить электронные барометры (рис. 15.11), предназначенные для измерения всех параметров шахтной атмосферы.

Измеритель абсолютного и дифференциального давления МБГО-2 применяется для измерения давления в горных выработках угольных и сланцевых шахт опасных по газу и угольной пыли при ведении депрессионных съемок (рис. 15.12).



Рис. 15.12. Общий вид прибора МБГО-2 в двух проекциях

Принцип действия прибора МБГО-2 преобразование входного механического воздействия газа датчиком в электрический сигнал, пропорциональный давлению, масштабное преобразование сигнала напряжения, преобразование аналогового напряжения в цифровой код и представление значений кода в Паскалях или кило-Паскалях на знаковом дисплее.

15.2.5. Приборы для замера концентрации газов

Приборы для измерения концентрации газов в шахтной атмосфере бывают индивидуальными переносными, автоматическими, стационарными и встроенными. Различаются они также и по принципу действия и по диапазонам измерений, а также по точности замеров.

В шахтных условиях наиболее удобными являются переносные портативные приборы, позволяющие определять результат на месте.

Для периодического замера в шахтном воздухе применяются химические газоанализаторы ГХ-4, ГХ-5, ГХ-6, УГ-2 предназначенные для экспресс-определения в шахтном воздухе малых концентраций оксида углерода, оксидов азота, сероводорода, сернистого газа и др. и основаны на принципе взаимодействия газа и реактива, нанесенного на твердый носитель — силикагель. Каждый реактив предназначен для определенного газа. Последний заключен в стеклянную трубку.

Газоанализатор ГХ-4 (рис. 15.13, а) состоит из мехового аспирационного насоса АМ-3 (1) и набора индикаторных трубок 2. Каждый набор трубок предназначен только для определения одного газа.

Меховой насос служит для просасывания воздуха через трубку. В течение 3 секунд просасывается 100 мл воздуха.

Подготовка прибора ГХ-4 к работе заключается в проверке герметичности мехового насоса, для чего в мундштук 3 насоса вставляют запаянную индикаторную трубку 2, сжимают мех до упора. Насос считается герметичным, если в течение 10 минут сжатый мех полностью не раскрылся и ремешки 4 не натянулись.

Непосредственно на рабочем месте отламывают оба конца трубки в проушине насоса и вставляют трубку в мундштук насоса так, чтобы стрелка на трубке показала направление к насосу, после чего делают одно качание (однократное сжатие насоса), и если окраска порошка достигла первого деления или превысила его, замер газа следует прекратить и немедленно выйти на свежую струю, так как концентрация любого из определяемых газов в этом случае превышает предельно допустимые нормы.

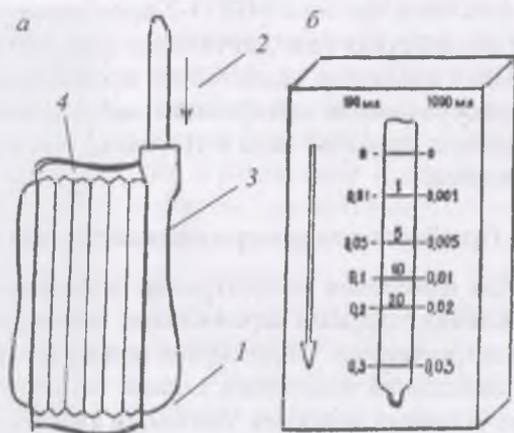


Рис. 15.13. Газоопределитель ГХ-4

Если после одного хода меха окраска не появилась или не достигла первого деления шкалы, замер продолжают и делают еще девять качаний меха (всего должно быть 10).

Значения концентраций газа определяют с помощью шкал, имеющих на упаковке, для этого трубку прикладывают к шкале так, чтобы маркировочное кольцо трубки совпало с делениями шкалы, а начало окрашенного столбика — с нулевым делением шкалы (рис. 15.13, б).

При одном качании насоса концентрация определяется по правой стороне шкалы, при 10 качаниях — по левой.

В случае полностью отрицательного результата индикаторную трубку можно использовать повторно до 5 раз в день.

Газоопределители ГХ-4 обеспечивают измерение концентрации оксида углерода, оксидов азота, сероводорода, сернистого газа в диапазонах 0,2; 0,005; 0,0066; 0,007%, соответственно. Погрешность измерений $\pm 0,25$ %.

На аналогичном принципе созданы и другие типы газоанализаторов ГХ-5, ГХ-6 и УГ-2. С помощью газоанализатора ГХ-5 определяется концентрация углекислого газа. В комплект ГХ-5 входят меховой аспиратор АМ-5 и индикаторные трубки с диапазонами измерений 15 и 50%. Погрешность измерений составляет 10% от верхней шкалы каждого типа трубки. Газоопределитель ГХ-6 служит для определения концентрации кислорода в шахтном воздухе. Газоопределитель состоит из аспиратора АМ-5 и индикаторных трубок.

Универсальным газоанализатором УГ-2 можно определять содержание оксида углерода, оксидов азота, сероводорода, сернистого газа, хлора, паров бензина, бензола, этилового эфира, ацетилена, толуола, ксилола, углеводов, нефти. Достоинство этих газоанализаторов заключается в том, что они позволяют быстро (в течение 1—5 мин) определить концентрацию газа. Недостатком их является малая точность определения (допустимая погрешность измерения $\pm 25\%$).

Действие интерференционных газоанализаторов (ШИ-8, ШИ-10, ШИ-12) основано на измерении смещения интерференционных полос, вызванного различной оптической плотностью исследуемого газа и эталонной газовой смеси, т.е. спектра, имеющего одну белую охроматическую полосу, ограниченную двумя узкими черными полосами.

Шахтный интерферометр (рис. 15.14, а) состоит из металлического корпуса, на котором размещены: электрическая лампочка для подсветки шкалы 1; поводок для перемещения интерференционной картины 2; выдвижная крышка 3; входной штуцер 4; переключатель 5; окуляр 6; штуцер для подсоединения резиновой трубки 7; распределительный кран 8; кнопка включения лампочки 9; резиновая груша 10; резиновая трубка 11. В корпусе прибора размещены газовоздушные коммуникации, оптическая схема, поглотительный патрон и источник питания.

Оптическая схема прибора представлена на рис. 15.14, б.

В интерферометре ШИ-10 свет от лампы 1, пройдя конденсорную линзу К, параллельным пучком падает на зеркало 3, где разделяется на два интерферирующих луча. Один из них проходит полость 1 газовой камеры А, заполненной шахтным воздухом, другой — полость 2, заполненную чистым атмосферным воздухом. Оба отражаются призмой П на зеркало 3, где сходятся в световой пучок, который зеркалом 3 отклоняется в объектив ОБ. Верхняя линза объектива подвижна, что дает возможность перемещать интерференционную картину вдоль отсчетной шкалы и устанавливать её в нулевое положение. Пучок света, выйдя из объектива и пройдя щелевую диафрагму С с отсчетной шкалой, попадает в окуляр ОК.

В результате прохождения двух интерферирующих лучей через разные газовой среды происходит смещение интерференционной картины, величина которой пропорциональна содержанию газа.

Ход лучей при проверке и установке интерференционной картины в нулевое положение (на рис. 15.14, б) отражен положениями полостей 11 и 12, когда оба луча проходят через одну полость 11 газовой камеры, т. е. через однородную газовую среду. В этом случае интерференционная картина не будет смещаться независимо от того, чем заполнена полость — атмосферным воздухом или газом; она остается в исходном нулевом положении. Интерферометры разных типов служат для замера газов: метана и углекислого (ШИ), кислорода (ИГА), водорода (ГИК-1). Принцип их действия практически одинаков, поэтому в качестве примера рассматривается один из приборов — ШИ-10.

Порядок замера газа интерферометром

Перед спуском в шахту ШИ-10 готовят к работе. В начале проверяют исправность клапанов, герметичность резиновой груши и резиновой трубки. Для этого снимают со штуцера 7 резиновую трубку и, прижав её конец, нажимают на грушу. Если груша не расправляется, то это свидетельствует о герметичности всасывающего устройства. Затем, используя тот же принцип, проверяют герметичность газовой линии прибора, для чего резиновую трубку надевают на штуцер 7 и перекрывают отверстие входного штуцера.

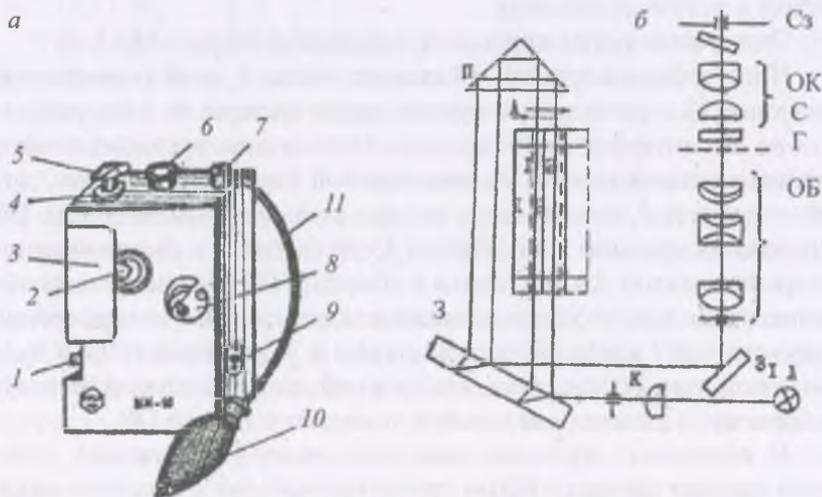


Рис. 15.14. Шахтный интерферометр ШИ-10:
а — схема прибора; б — оптическая схема

Для контроля содержания метана в действующих выработках используются также и другие приборы, сигнализаторы и системы, в названии которых отражено их функциональное назначение: прибор показывает величину концентрации газа, сигнализатор подает сигнал об опасной концентрации газа, прибор-сигнализатор показывает величину концентрации и подает сигнал опасности. При эпизодическом действии приборы срабатывают после забора пробы воздуха и включения электрической схемы прибора, при автоматическом действии — контроль ведется непрерывно.

Стационарная система контроля выполняет несколько функций: показывает величину концентрации, подает сигнал опасности, отключает электроснабжение при превышении содержания метана в горных выработках.

С ростом категории газовой опасности шахты ужесточается контроль содержания метана. При этом на шахте более высокой категории опасности помимо оснащения новыми более совершенными средствами контроля сохраняются все средства, использовавшиеся ранее, когда шахта была менее опасной по метану.

На шахтах I категории ИТР выдаются переносные приборы эпизоотического действия (шахтные интерферометры ШИ-10, ШИ-11 с диапазоном измерений 0—6 %).

На шахтах II категории всем ИТР, а также комбайнерам и мастерам взрывникам выдаются переносные автоматические приборы — сигнализаторы «Сигнал-2» с диапазоном измерений 0—3 %, имеющие установки срабатывания звукового и светового сигналов 1, 1,5 и 2 %.

На шахтах III категории и сверхкатегорных и выше на участках устанавливаются стационарные автоматические системы контроля метана (АКМ или «Метан»; пороги срабатывания: АКМ — 1 %, «Метан» — 1 % и 1,3 % через 20 с после повышения опасности). В последнее время такими системами стали оснащать и шахты II категории газовой опасности.

На шахтах опасных по внезапным выбросам угля и газа выдаются дополнительно индивидуальные автоматические сигнализаторы метана, совмещенные с шахтным головным светильником СМС-1, «Маяк» (выдаются всем работающим на выбросоопасных пластах, сигнализируют мигающим свечением с частотой 60 миганий в минуту при концентрации метана 2 %).

Кроме этого на шахтах II категории и выше используются автоматические встроенные комбайновые метанометры типа ТМРК, включающие при концентрации метана 1 % прерывистую световую сигнализацию, а при 2 % световая сигнализация становится непрерывной, после чего отключается энергоснабжение комбайна.

На шахтах при ведении дегазационных работ используются анализаторы концентрации метана в дегазационных газопроводимых автоматического действия АКД и эпизодического ШИ-7 с пределом измерений 0—100 %.

Помимо указанных отечественных средств контроля содержания метана используются зарубежные средства, аналогичные по функциональному назначению: «МИКОН», «ТРАНСМИТТОН», «ВЕНТУРОН» и др.

16

СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА «ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТЫ» В ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

Целью раздела «Вентиляция шахты» в выпускной квалификационной работе является обоснование выбора схемы и способа проветривания шахты исходя из условий залегания угольных пластов, их мощности, газоносности, углов падения и других характеристик. На основе собранных материалов составляется прогноз абсолютной газообильности выемочного участка и рассчитывается нагрузка на очистной забой. При расчете абсолютной газообильности забоев необходимо учитывать дегазацию угольных пластов и ее влияние на остаточную газоносность.

Составляется условная и расчетная схема проветривания выемочного участка (блока, панели), обеспечивающая устойчивость вентиляционных струй по направлению. Производится расчет количества воздуха для проветривания шахты как сумма расходов по всем вентиляционным участкам по основным критериям: по газу, по количеству людей, по скорости воздуха и т.д.

Рассчитывается минимальная и максимальная депрессия шахты (на начальный и последующие периоды эксплуатации) и выбирается способ проветривания. По рассчитанным значениям количества воздуха и депрессии шахты выбирается вентилятор главного проветривания с резервом на ближайшие 5—10 лет.

Производится расчет и выбор калориферной установки.

В пояснительной записке должны быть следующие параграфы:

1. Выбор схемы вентиляции шахты;
2. Выбор схемы проветривания выемочного участка;
3. Выбор способа вентиляции шахты;
4. Выбор способов и схем проветривания подготовительных выработок;
5. Прогноз газообильности шахты;
6. Определение расхода воздуха для вентиляции шахты;
7. Распределение воздуха по выработкам и проверки сечения выработок по допустимой скорости его движения;
8. Расчет депрессии шахты и главного вентилятора;
9. Выбор главного вентилятора.

На демонстрационном чертеже к разделу должны быть изображены следующие позиции:

1. Вентиляционный план шахты (или ее основной части с проектируемым выемочным участком), используя принятые условные обозначения, а также с указанием по каждой выработке сечения, количество проходящего воздуха и его скорости движения;

2. Упрощенная вентиляционная схема шахты, тождественная вентиляционному плану, с указанием номеров вентиляционных узлов и направлений вентиляционных потоков;

3. Аэродинамическая схема вентиляции шахты с указанием номеров узлов и вентиляционных потоков;

4. График области промышленного использования выбранного главного вентилятора в координатах расход-депрессия с наличием точки пересечения линий, проходящих через их расчетные значения;

5. Депрессионная диаграмма от устья воздухоподающего до воздухоотводящего стволов в рабочем и аварийном (реверсивном) режимах вентиляции;

6. Таблица сводных значений по вентиляции шахты: абсолютная газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{мин}$; относительная газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$; категория газовой опасности шахты; способ вентиляции шахты; расход (подача) в шахту воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$ и $\text{м}^3/\text{с}$ и ее депрессия, даПа ; тип главного вентилятора; утечка воздуха, %; взрывчатость угольной пыли.

Результаты, полученные при расчетах в пояснительной записке и отраженные на демонстрационном чертеже, должны соответствовать друг другу и выражаться одними и теми же единицами измерений.

Учебное пособие «Аэрология горных предприятий» содержит основные сведения о рудничной атмосфере в современных усло-

виях работы шахт, ее составные части, их характеристики, нормирование и источники выделения. Даны элементы газовой динамики шахт, условия возникновения и реализации опасных газодинамических явлений, их связь с горногеологическими факторами угольных месторождений, а также методы дегазации угольных пластов и расчет параметров работы дегазационных скважин, гарантирующих снижение природной газоносности до заданного уровня.

Особое значение для горного инженера имеет формирование представления об угольной шахте как о единой вентиляционной системе, представляющей собой совокупность способа и схемы проветривания и критериях их выбора при проектировании шахты. Для этой цели в учебное пособие включены вопросы аэростатики и аэродинамики воздушных потоков, режимов их движения по горным выработкам, аэродинамического сопротивления и расчета вентиляционных сетей на основе узловых и контурных уравнений. Все вышеперечисленное в совокупности позволяет осуществить расчет требуемого количества воздуха и депрессию шахты, по которым выбирается вентилятор главного проветривания. Полученные знания являются основополагающими для принятия грамотных решений горными инженерами в деле обеспечения безопасности работ в шахтах в современных условиях, когда наблюдается тенденция к резкому увеличению нагрузок на очистной забой и возрастает газовая опасность при ведении подземных горных работ с использованием высокопроизводительной выемочной техники.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Учебное пособие «Аэрология горных предприятий» содержит основные сведения о рудничной атмосфере в современных условиях работы шахт, ее составных частях, их характеристиках, нормировании и источниках выделения. Даны элементы газовой динамики шахт, условия возникновения и реализации опасных газодинамических явлений, их связь с горно-геологическими факторами угольных месторождений, а также методы дегазации угольных пластов и расчет параметров работы дегазационных скважин, гарантирующих снижение природной газоносности до заданного уровня.

Особое значение для горного инженера имеет формирование представления об угольной шахте как о единой вентиляционной системе, представляющей собой совокупность способа и схемы проветривания, и критериях их выбора при проектировании шахты.

Для этой цели в учебное пособие включены вопросы аэростатики и аэродинамики воздушных потоков, режимов их движения по горным выработкам, аэродинамического сопротивления и расчета вентиляционных сетей на основе узловых и контурных уравнений. Все вышеперечисленное в совокупности позволяет осуществить расчет требуемого количества воздуха и депрессию шахты, по которым выбирается вентилятор главного проветривания.

Полученные знания являются основополагающими для принятия грамотных решений горными инженерами в деле обеспечения безопасности работ в шахтах в современных условиях, когда наблюдается тенденция к резкому увеличению нагрузок на очистной забой и возрастает газовая опасность при ведении подземных горных работ с использованием высокопроизводительной выемочной техники.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Правила безопасности в угольных шахтах. М: ЗАО «НТЦ исследований проблем промышленной безопасности. — 2014. — 200 с.
2. Инструкция по дегазации угольных шахт. — М: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности. — 2016. — 250 с.
3. Экология и безопасность обработки месторождений полезных ископаемых: монография / К.С. Коликов и др.: Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2017. — № 6. Изд. «Горная книга». — М: — 76 с.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Макеевка-Донбасс. — 1989. — 319 с.
5. *Ушаков, К.З.* Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев. — М: Недра. — 1982. — 421 с.
6. *Гендлер С.Г., Смирняков В.В.* Аэрология горных предприятий. — СПб: Проспект Науки. — 2016. — 200 с.
7. *Ковалев, В.А.* Аэрология горных предприятий / В.А. Ковалев, В.Н. Пузырев, Л.А. Шевченко: Кузбасс. гос. техн. ун-т им. Т.Ф. Горбачева. — Кемерово. — 2013. — 180 с.
8. Справочник по рудничной вентиляции — М: — Недра. — 1977. — 328 с.
9. Справочник горного инженера угольной шахты. — М: Недра. — 1982. 454 с.
10. *Скочинский А.А., Комаров В.Б.* Рудничная вентиляция. — М: Углетехиздат. — 1959. — 623 с.
11. *Соболев Г.Г.* Горноспасательное дело. — М: Недра. — 1972. — 358 с.
12. *Каледина, Н.О.* Учебно-методическое пособие по проектированию вентиляции горных предприятий / Н.О. Каледина, С.С. Кобылкин, О.С. Каледин, А.С. Кобылкин. — М: Изд-во «Горная книга». — 2016. — 80 с.
13. *Шевченко, Л.А.* Влияние режима работы комбайна на газовыделение из отбитого угля при высоких нагрузках на очистной забой / Л.А. Шевченко, В.А. Зубарева. — Вестник КузГТУ. — № 3. — 2018. — С. 50—55.
14. *Шевченко Л.А.* Формирование аэрогазовой ситуации в протяженных конвейерных выработках угольных шахт / Уголь. — № 11. — 2018. — С. 36—41.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	5
ВВЕДЕНИЕ	6
1. ШАХТНАЯ АТМОСФЕРА.....	8
1.1. Основные компоненты шахтной атмосферы	8
1.2. Метан	11
1.3. Метаноносность угольных пластов и метанообильность горных выработок	15
1.4. Виды выделения метана в шахтах.....	18
1.5. Газовый баланс угольных шахт.....	19
1.6. Прогноз газообильности шахт	21
1.7. Газовый режим угольных шахт	25
2. ОСНОВЫ ГАЗОВОЙ ДИНАМИКИ ШАХТ.....	27
2.1. Общие сведения	27
2.2. Физические характеристики шахтных газодинамических процессов	28
2.3. Стационарные и нестационарные газодинамические процессы	31
2.4. Определение коэффициента неравномерности газовыделения. Закон распределения	33
2.5. Слоевые газовые скопления в горных выработках	39
3. ПРОЦЕССЫ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В ШАХТАХ	42
3.1. Газовыделение с обнаженной поверхности угольного пласта	42
3.2. Газовыделение из отбитого угля	43
3.3. Газовыделение при взрывных работах	53
3.4. Газовыделение из выработанных пространств	54
3.5. Газовыделение при работе двигателей внутреннего сгорания ...	58
4. ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В ШАХТАХ.....	60
4.1. Внезапные выбросы угля и газа	60
4.2. Прогноз выбросоопасности угольных пластов	68
5. ШАХТНАЯ ПЫЛЬ	75
5.1. Общие сведения	75
5.2. Взрывчатые свойства пылевых аэрозолей.....	77
5.3. Основы шахтной пылевой динамики	79
5.4. Осаждение пыли в неподвижном воздухе	79

5.5. Влияние скорости воздуха на концентрацию пыли	80
5.6. Способы борьбы с пылью в шахтах.....	82
5.7. Способы измерения концентрации пыли в атмосфере	84
6. ШАХТНАЯ АЭРОМЕХАНИКА.....	88
6.1. Основные законы аэростатики	88
6.2. Основные понятия аэродинамики.....	89
6.3. Основные законы аэродинамики	90
6.3.1. Закон сохранения массы.....	90
6.3.2. Закон сохранения энергии	91
6.3.3. Режимы движения воздуха в шахтах.....	93
6.3.4. Характеристики турбулентных свободных струй	94
6.3.5. Закон сопротивления.....	95
7. АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	96
7.1. Природа аэродинамического сопротивления движению воздуха в горных выработках.....	96
7.2. Сопротивление трения.....	97
7.3. Местное сопротивление	99
7.4. Лобовое сопротивление	100
7.5. Эквивалентное отверстие шахты.....	101
8. ШАХТНЫЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СЕТИ	103
8.1. Общие сведения	103
8.2. Классификация шахтных вентиляционных сетей.....	104
8.3. Основные законы движения воздуха в шахтных вентиляционных сетях	106
8.4. Источники движения воздуха в шахте	108
8.5. Регулирование распределения расхода воздуха в вентиляционной сети шахты	111
8.6. Изменение режима работы главного вентилятора.....	117
8.7. Естественная тяга.....	118
8.8. Вентиляционные режимы при авариях.....	119
9. РАБОТА ВЕНТИЛЯТОРОВ НА ШАХТНУЮ СЕТЬ.....	121
9.1. Работа одного вентилятора.....	121
9.2. Совместная работа вентиляторов.....	122
9.3. Совместная работа вентилятора и естественной тяги.....	124
10. ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ	126
10.1. Способы вентиляции шахт.....	126

10.2. Схемы вентиляции шахт	128
10.3. Схемы вентиляции выемочных участков	129
10.4. Схемы вентиляции тупиковых выработок.....	132
10.5. Схемы вентиляции при разработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию.....	136
11. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ	137
11.1. Выбор способа вентиляции шахты	137
11.2. Выбор схемы вентиляции шахты	138
11.3. Прогноз газообильности шахт	139
11.4. Расчет количества воздуха для проветривания шахт.....	142
11.5. Расчет общешахтной депрессии	144
11.6. Выбор вентилятора главного проветривания	146
12. ДЕГАЗАЦИЯ ШАХТ	149
12.1. Общие положения	149
12.2. Способы дегазации шахт.....	150
12.2.1. Дегазация угольных пластов скважинами	150
12.3. Естественная дегазация угольных пластов и временно невнимаемых толщ	156
12.4. Газовыделение в дегазационные скважины.....	161
12.5. Определение радиуса влияния скважин	164
12.6. Определение коэффициента газопроницаемости угольных пластов.....	167
12.7. Проектирование дегазации угольных пластов.....	169
13. КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ В ШАХТАХ	172
13.1. Микроклимат горных выработок	172
13.2. Основные термовлажностные параметры шахтной атмосферы.....	174
13.3. Факторы теплового режима шахт	175
14. УПРАВЛЕНИЕ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ В ШАХТАХ.....	177
14.1. Газовый барьер и основные принципы управления метановыделением на выемочных участках	177
14.2. Способы управления метановыделением средствами вентиляции	178
14.3. Способы и схемы управления метановыделением средствами дегазации	181
14.4. Способы и схемы управления метановыделением путем увлажнения пластов	185

14.5. Управление газовыделением путем изменения порядка выемки слоев в мощном пласте или пластов в свите	185
14.6. О возможности и целесообразности добычи метана из угольных месторождений Кузбасса	188
15. КОНТРОЛЬ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ	192
15.1. Служба аэрологической безопасности	192
15.2. Приборы для контроля шахтной атмосферы.....	193
15.2.1. Приборы для измерения скорости воздуха в горных выработках.....	194
15.2.2. Приборы для измерения температуры воздуха в выработках.....	196
15.2.3. Приборы для измерения влажности воздуха	199
15.2.4. Приборы для измерения барометрического давления ...	202
15.2.5. Приборы для замера концентрации газов	205
16. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА «ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТЫ» В ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ	211
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	214
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	215

Леонид Андреевич **Шевченко**
Виктор Николаевич **Костеренко**
Олег Владимирович **Смирнов**

АЭРОЛОГИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Учебное пособие

Режим выпуска «стандартный»

Выпущено в авторской редакции

Обложка

Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *И. А. Вершинина*

Подписано в печать 24.12.2019.

Формат 60×90/16.

Бумага офсетная № 1.

Печать офсетная.

Усл. печ. л. 14,0. Тираж 500 экз. Изд. № 3341. Заказ 257.

ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»

Отпечатано в АО «Первая Образцовая типография»

Филиал «Чеховский Печатный Двор»

142300, Московская область, г. Чехов, ул. Полиграфистов, д. 1

Сайт: www.chpd.ru, E-mail: sales@chpd.ru, тел. 8(499)270-73-59



119049 Москва, Ленинский проспект, 6,

издательство «Горная книга»

тел. (499) 236-15-01; (495) 737-32-64



К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»**

можно приобрести

- ♦ в Издательстве «Горная книга»
(м. Октябрьская-кольцевая, Ленинский просп.
д. 6, стр. 7, офис 3, 1-й этаж)

заказать

- ♦ через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направляйте:

по адресу: **119049 Москва, Ленинский
проспект, 6, Издательство «Горная книга»;**

по телефонам: **(499) 236-15-01
(495) 737-32-64**

по e-mail: **info@gornaya-kniga.ru**

с сайта: **www.gornaya-kniga.ru**

**Распространение книг осуществляет
издательство «Горная книга»**

**Подробная информация размещена
на сайте www.gornaya-kniga.ru**



В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «ГОРНАЯ КНИГА»

работает

ДЕПОЗИТАРИЙ

Депонированные рукописи приравниваются государственными организациями (ВАК, Министерством образования и науки РФ и др.) к открытым публикациям

*Справка
о депонировании
выдается в течение
суток*

К депонированию принимают рукописи по всем аспектам горного дела и смежным дисциплинам

Депозитарий принимает к опубликованию работы, которые по каким-либо причинам не могут быть напечатаны в журналах и сборниках

*Депонирование
рукописей —
удобный и быстрый
вид публикаций*

По вопросам депонирования обращайтесь в издательство «Горная книга»

119049 Москва
Ленинский пр-т, 6,
Издательство «Горная книга»,
телефон: (499) 236-15-01
www.gornaya-kniga.ru
info@gornaya-kniga.ru

Для заметок

Для заметок

В результате работы
в группе были

ВЫРАЖИТЕ СВОИ

мысли и чувства
по поводу работы
в группе.

Сформулируйте
свои мысли и чувства
по поводу работы
в группе.

Сформулируйте
свои мысли и чувства
по поводу работы
в группе.

Сформулируйте
свои мысли и чувства
по поводу работы
в группе.



ИЗДАТЕЛЬСТВО
«ГОРНАЯ КНИГА»