

Федеральное агентство по образованию
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В.Плеханова
(технический университет)

А.В.ВАСИЛЬЕВ, К.Г.СИНОПАЛЬНИКОВ

ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ И РУДНИКОВ

Компьютерный практикум

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2006

УДК 622.232.8: 622.275 (075.80)

ББК 33.18

В191

Приведены задачи расчета на ЭВМ параметров проветривания очистных блоков в рудниках, выемочных участков при разработке мощных угольных пластов; программы оценки взаимосвязи размеров выемочных участков угольных шахт с газовыми и экономическими факторами. Даны примеры исходных данных задач, справочная и выходная информация, необходимая для принятия решений о параметрах проветривания очистных выработок и шахты в целом.

Учебное пособие предназначено для студентов специальностей 130404 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» и 280102 «Безопасность технологических процессов и производств».

Рецензенты: кафедра разработки пластовых месторождений Уральской государственной горно-геологической академии, *А.В.Каменцев* («Институт Шахтопроект»).

Васильев А.В.

В191. Вентиляция шахт и рудников: Компьютерный практикум / А.В.Васильев, К.Г.Синопальников; Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). СПб, 2006. 45 с.

ISBN 5-94211-281-9

УДК 622.232.8: 622.275 (075.80)

ББК 33.18

ISBN 5-94211-281-9

© Санкт-Петербургский горный институт им. Г.В.Плеханова, 2006

Введение

Настоящая работа является продолжением компьютерных практикумов по проветриванию шахт [4].

Непосредственной работе с компьютерными программами должна предшествовать подготовка, включающая ознакомление с перечнем исходных данных задач, вычерчивание в масштабе исследуемых объектов и определение численных значений параметров, особенно тех, которые должны быть предварительно рассчитаны.

Перечень наименований исходных данных задач, приведенный в практикуме, представлен в телетайпном виде. Программными средствами достигается вывод на экран монитора только тех последующих наименований данных, которые требуются для решения задачи в соответствии с предыдущими значениями данных. Кроме того, наименования некоторых данных, выводимых на экран монитора и в распечатку результатов расчета, могут быть представлены в сокращенном виде без ущерба для их физического смысла.

Результаты расчета выводятся в формате *DOS*. Отметим, что многие лазерные и сетевые принтеры не поддерживают этот формат. Поэтому рекомендуется записывать результаты в текстовые файлы. После старта все программы допускают 10 текстовых файлов выходных параметров с расширением *.txt*. Вызов этих файлов производится в программу *Word*. Однако в этой программе должна быть установка подтверждения преобразования при открытии файла. Для этого необходимо открыть меню «Сервис» – «Параметры» – «Общие» и установить: «Подтверждать преобразование при открытии». Текстовый файл выходных параметров программы расчетов открывать в формате *DOS*. После этого его можно сохранить как документ *Word* или *RTF*, шрифт – *Courier*.

1. РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ БЛОКОВ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД (программа dv05)

При системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород очистное пространство активно не проветривается (рис.1). Количество воздуха здесь определяется отдельно для проветривания выработок блока после массового взрыва и при выпуске руды при дроблении негабарита [2, 6, 9].

Исходные данные для расчета количества воздуха по расходу взрывчатых веществ (ВВ):*

1. Решаемая задача Z: 1 – определение расхода воздуха после массового взрыва; 2 – определение расхода воздуха для проветривания выработок, в которых производится выпуск руды и дробление негабарита.....	1
2. Группа систем разработки: 1 – системы подэтажного обрушения; 2 – системы этажного самообрушения; 3 – системы этажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами при погашении пустот	3
3. Масса взрываемого ВВ в блоке В, кг (при Z = 1).....	3800
4. Коэффициент фактического газовыделения в проветриваемые выработки K_r (табл.1).....	0,157
5. Объем выработок на исходящей струе воздуха от проветриваемого блока до земной поверхности, m^3 (при Z = 1)	20000
6. Время проветривания выработок после массового взрыва T (T = 180 мин при взрывании зарядов ВВ в выходные дни и T = 120 мин при взрывании зарядов ВВ между сменами), мин.....	120
7. Число выработок в блоке, в которых одновременно выпускается руда (при Z = 2)	–
8. Вид выпуска руды VR: 1 – донный выпуск; 2 – торцовый выпуск руды в одиночную выработку	–
9. Расход ВВ на одно вторичное дробление руды B_1 , кг ($B_1 = 1-3$ кг)	–
10. Время проветривания выработки горизонта выпуска после взрывания накладного заряда ВВ T_1 , мин ($T_1 = 5-10$ мин)	–
11. Количество руды, выпускаемой из дучек в выработку, т/сутки ...	–
12. Плотность руды в разрыхленном состоянии, $m^3/т$ (при Z = 2).....	–
13. Продолжительность выпуска руды в течение суток, мин	–
14. Объем одной выработки горизонта выпуска, считая от скреперной лебедки до сборной вентиляционной сбойки, m^3 (при VR = 1).....	–
15. Объем тупиковой выработки, в которую выпускается руда, m^3 ...	–

* Численные значения исходных данных приведены в качестве примера.

16. Расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя тупиковой выработки, м (при $V/R = 2$) —
17. Диаметр вентиляционного трубопровода, м (при $V/R = 2$) —
18. Расположение вентиляционного трубопровода: 1 – в углу выработки, 2 – у стенки посередине высоты или ширины выработки (при $V/R = 2$). —

Выходные параметры программы расчета в зависимости от решаемой задачи: общая условная газоносность ВВ при массовом взрыве; условный заряд ВВ, принятый к расчету; расчетный объем загазированных выработок рудника; расход воздуха после массового взрыва; условная газоносность ВВ при вторичном дроблении негабарита; условный заряд ВВ, газовыделение которого равно газовыделению из отбитой руды при ее выпуске; расход воздуха для проветривания выработок горизонта выпуска руды; коэффициент турбулентной диффузии свободной струи воздуха при проветривании тупиковой выработки вентилятором местного проветривания.

Для вентиляции рудника после массового взрыва требуется подавать значительно большее количество воздуха, чем в обычных условиях [1]. В результате возникает необходимость в усиленном и нормальном режимах вентиляции рудника. Различие между ними определяется продолжительностью проветривания рудника после массового взрыва. При производстве взрыва в предвыходной день и значительной продолжительности проветривания рудник может быть очищен от газов при нормальном режиме вентиляции, т.е. необходимость в усиленном режиме отпадает.

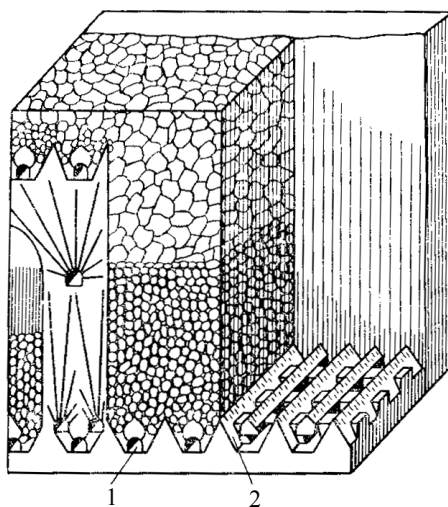


Рис.1. Пример системы разработки рудной залежи с этажным принудительным обрушением
1 – доставочный штрек (орт); 2 – выпускная воронка

При усиленном режиме вентиляции условный расход ВВ принимается в 6-8 раз меньше, чем при нормальном, так как не все образующиеся при взрыве газы выделяются в выработки в течение усиленного режима вентиляции (значительная их часть остается во взорванной массе). Это учитывается коэффициентом K_r фактического газовыделения в проветриваемые выработки (табл.1).

Таблица 1

Значения коэффициента фактического газовыделения в выработку

Система разработки	Стенки выработки, контактирующие с отбитой рудой	K_r
Подэтажное обрушение (вариант «закрытый веер»)	Верхняя и одна боковая	0,195
	Верхняя и две боковые	0,142
Подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Верхняя	0,085
	Верхняя и одна боковая	0,058
	Верхняя и две боковые	0,047
Этажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Верхняя	0,157
	Верхняя и одна боковая	0,125
	Верхняя и две-три боковые	0,115
Камерная с послойной отбойкой руды глубокими скважинами, этажное само-обрушение скважинами при условии: $V_k^* / B < 3 \text{ м}^3/\text{кг}$ $V_k / B = 3 \div 10 \text{ м}^3/\text{кг}$ $V_k / B > 10 \text{ м}^3/\text{кг}$	—	0,175
	—	0,25
	—	0,3
	—	0,124
Погашение пустот под наносами или под одним-двумя этажами	—	0,095
То же при числе этажей больше двух	—	0,124

* V_k – объем камеры, м^3 .

При нормальном режиме вентиляции в расчетах расхода воздуха учитывается расход ВВ на вторичное дробление и условный расход ВВ, от взрыва которого выделилось бы столько газов, сколько их выделяется при выпуске руды.

2. РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ КАМЕР СВОБОДНЫМИ ТУРБУЛЕНТНЫМИ СТРУЯМИ (программа *dv06*)

Свободными турбулентными струями проветривают выработки, у которых очистное пространство представляет подобие лавообразной (штрекообразной) выработки или камеры [12].

Лавообразные (штрекообразные) выработки проветриваются за счет турбулентных деформаций. Это характерно для систем разработки с магазинированием руды с отбойкой ее шпуровыми зарядами (рис.2), систем с закладкой выработанного пространства, столбовых систем с обрушением кровли.

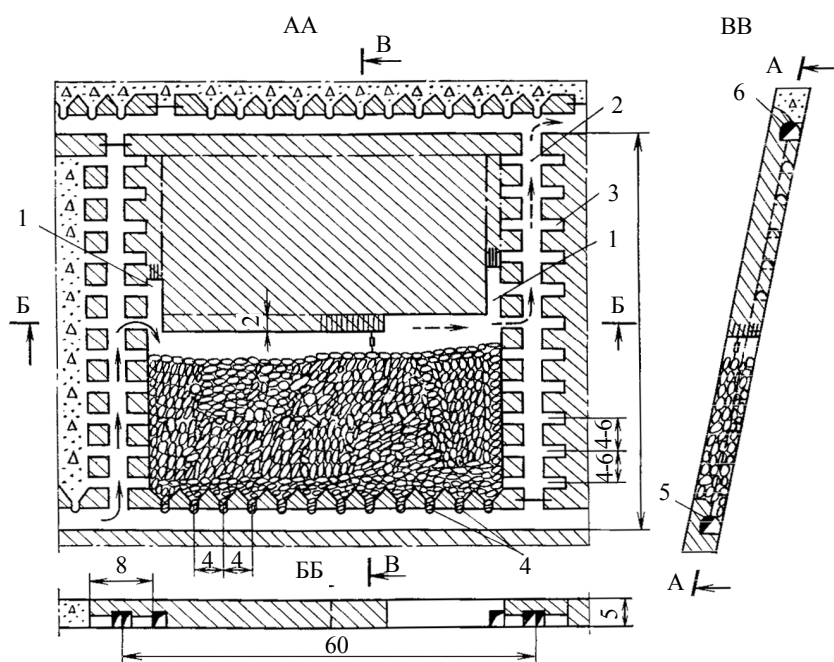


Рис.2. Пример системы разработки с магазинированием руды с отбойкой ее шпуровыми зарядами

- 1 – вертикальная сбойка; 2 – фланговый восстающий; 3 – горизонтальная сбойка;
4 – выпускная воронка с люком; 5 – откаточный штрек; 6 – вентиляционный штрек

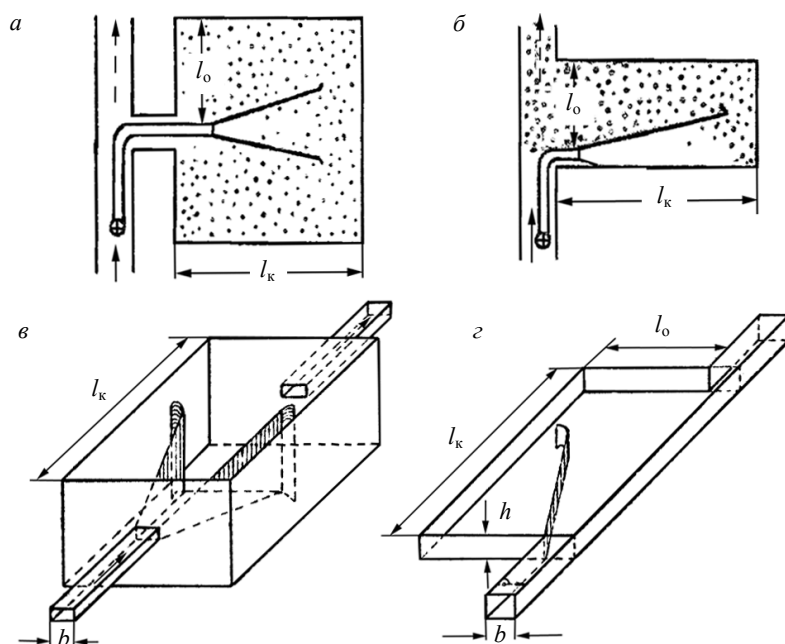


Рис.3. Схемы проветривания камер за счет турбулентной диффузии:
а и *б* – с помощью вентилятора местного проветривания; *в* и *г* – с помощью
 сквозной вентиляционной струи воздуха

l_o – расстояние от вентиляционной трубы (воздухоподающей выработки) до стенки камеры;
 l_k – длина камеры; h – высота камеры; b – ширина воздухоподающей выработки

Выработки систем разработки, у которых очистным пространством являются камеры, проветриваются свободными турбулентными струями за счет турбулентной диффузии, турбулентной деформации или комбинированно в зависимости от схемы вентиляции, формы и размеров очистного пространства, технологии ведения взрывных работ (рис.3). К таким системам относятся системы с открытым очистным пространством с отбойкой руды шпуровыми и скважинными зарядами (рис.4), системы с магазинированием с отбойкой руды скважинными зарядами, системы с креплением очистного пространства, некоторые системы с закладкой выработанного пространства.

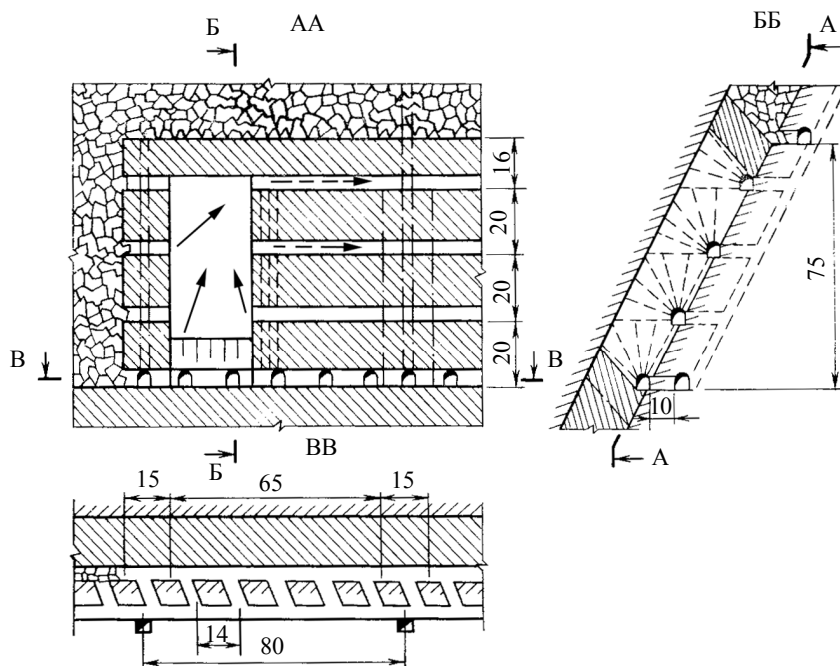


Рис.4. Пример системы разработки рудной залежи с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков

Исходные данные для расчета расхода воздуха:

1. Группа систем разработки рудной залежи <i>GS</i> : 1 – система разработки с лавообразным (штрекообразным) очистным пространством; 2 – система разработки с камерообразным очистным пространством.....	2
2. Система разработки с камерообразным очистным пространством <i>SR</i> : 1 – с подэтажным и этажным обрушением; 2 – камерно-столбовая система.....	1
3. Длина рабочего пространства, м (при <i>GS</i> = 1).....	–
4. Площадь поперечного сечения очистной выработки, м ² (при <i>GS</i> = 1).....	–
5. Длина камеры, м.....	40
6. Площадь поперечного сечения камеры, м ²	280
7. Высота камеры, м (при <i>SR</i> = 1).....	70
8. Способ проветривания камеры: 1 – с помощью вентилятора местного проветривания (ВМП); 2 – с помощью сквозной струи воздуха (<i>PR</i>).....	–
	9

9. Расположение воздухоподающей выработки (вентиляционной трубы): 1 – в центре камеры; 2 – у стенки камеры (при $SR = 2$).....	–
10. Расстояние от воздухоподающей выработки (вентиляционной трубы) до стенки камеры l_0 , м (при $SR = 2$).....	–
11. Площадь поперечного сечения воздухоподающей выработки, m^2 (при $SR = 2$ и $PR = 2$)	–
12. Ширина воздухоподающей выработки м (при $SR = 2$ и $PR = 2$).....	–
13. Расстояние от конца трубопровода до забоя камеры, м (при $SR = 2$ и $PR = 2$)	–
14. Диаметр вентиляционного трубопровода, м (при $SR = 2$ и $PR = 2$).....	–
15. Тип трубопровода: 1 – жесткий; 2 – из прорезиненных труб	–
16. Масса одновременно взрываемого ВВ, кг	250
17. Время проветривания выработки после взрывных работ, мин.....	20

Выходные параметры программы расчета при разных вариантах решения задачи: коэффициент турбулентной диффузии свободной струи воздуха; максимальная дальность свободной струи воздуха; длина отброса газов; условный проветриваемый объем камеры; расход воздуха для проветривания камеры.

3. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ СЛОЕВОЙ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (программа *dv08*)

При выемке пласта с разделением на слои газовыделение на выемочном участке определяется наличием дополнительного источника метана – временно невынимаемой угольной толщи (**рис.5**).

Особенностью слоевой отработки мощных пластов является возможность применения прямоточных схем проветривания только при выемке первого – верхнего слоя. Здесь подготовительные выработки можно сохранять позади очистного забоя под защитой породной консоли кровли пласта. В нижележащих слоях не представляется возможным сохранять подготовительные выработки позади очистного забоя, так как кровлей нижележащих слоев являются обрушенные породы. В этом случае возможны лишь возвратноточные

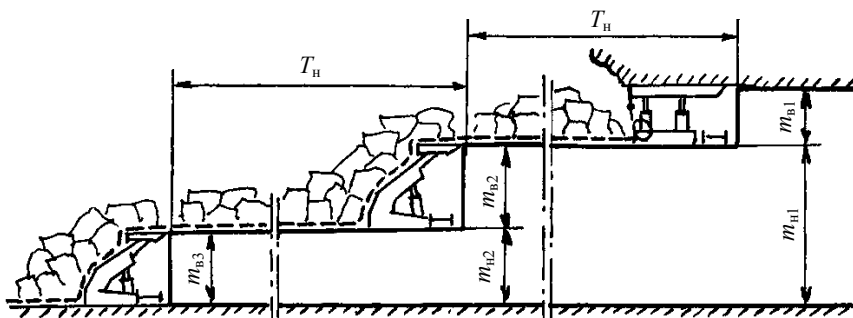


Рис.5. Схема слоевой отработки мощного угольного пласта

T_n – время, в течение которого нижележащий слой надрабатывается вышележащим слоем;
 $m_{вi}$ – мощность вынимаемого слоя пласта; $m_{ни}$ – мощность временно невынимаемого
 нижнего слоя пласта

схемы проветривания с последовательным разбавлением вредностей по источникам их поступления.

Еще одной особенностью является применение только столбовых систем разработки в слоях. Причем подготовительные выработки проходят вприсечку к выработанному пространству, так как нельзя оставлять целики, которые могут быть потенциальными очагами самовозгорания угля и создавать дополнительное повышенное горное давление. В этом случае столбы в слоях отрабатывают, как правило, в шахматном порядке с тем, чтобы присечные выработки проходились на границе с выработанным пространством, где уже произошли полные сдвигения пород.

Расчет расхода воздуха производится по выделению метана, газам, образующимся при взрывных работах, по числу занятых людей, пылевому и тепловому факторам. Расход воздуха должен быть таким, чтобы в любой выработке выемочного участка концентрация газов не превышала допустимых значений, а скорость движения воздуха не выходила за пределы максимальных и минимальных значений, установленных правилами [10].

Основными источниками выделения метана на выемочном участке являются пласт угля, уголь, находящийся в очистном забое, и уголь, транспортируемый по выработкам выемочного участка.

Кроме того, в выработанном пространстве метан выделяется из разгружаемых от горного давления пластов-спутников и из вмещающих пород, из оставленных целиков, угольной мелочи, прослоев разрабатываемого пласта и т.п. Метан из указанных источников может быть обособленно разбавлен дополнительным воздухом при применении соответствующих схем проветривания. Классификация схем проветривания выемочных участков приведена в **табл.2** и на **рис.6**.

Таблица 2

Классификация схем проветривания выемочных участков

Классификационное деление	Классификационный признак	Варианты признака	Индекс
Тип	Последовательность разбавления вредностей по источникам их поступления	Последовательное	1
		Частично обособленное	2
		Полностью обособленное	3
Подтип	Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха	На массив угля	М
		На выработанное пространство	В
		Комбинированное	К
Класс	Зависимость проветривания выработок на выемочном участке	Независимое проветривание	Н
		Зависимое проветривание	З
Вид	Взаимное направление свежей и исходящей струй воздуха на участке	Возвратноточное	вт
		Прямоточное	пт
		Комбинированное	кн
–	Число подсвежающих струй воздуха	1 или 2	–
	Назначение подсвежающих струй воздуха по источникам выделения газа НАЗ	Транспортируемый уголь	ТР
		Выработанное пространство	ВП
		Транспортируемый уголь и выработанное пространство	ТР+ВП

Примечание. Схема проветривания получает индекс, составленный в соответствии с указанными классификационными признаками, например: 1-В, 1-М и т.д.

С позиции системы разработки угольных пластов наиболее простыми являются схемы проветривания выемочных участков с последовательным разбавлением вредностей (метана) по источникам

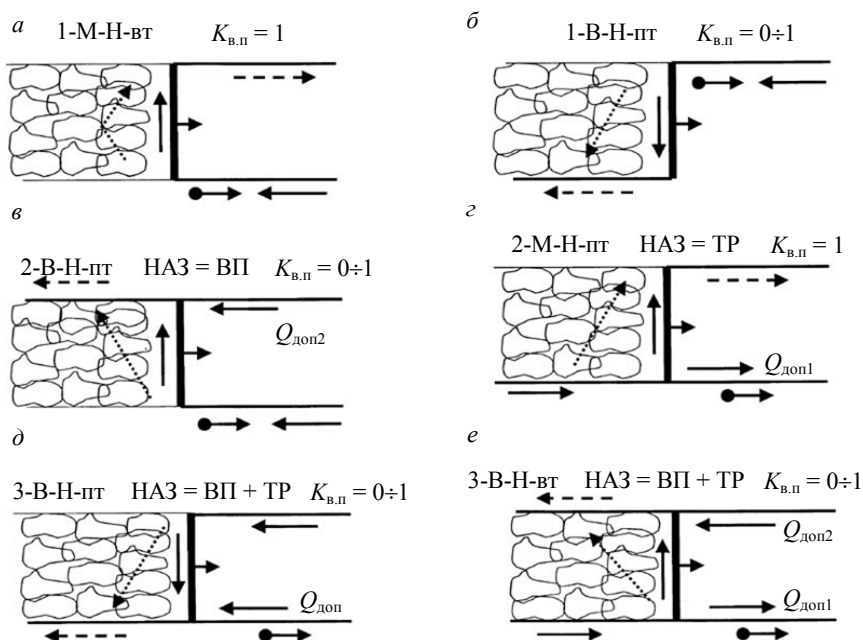


Рис.6. Примеры схем вентиляции выемочных участков: *а* и *б* – схемы с последовательным разбавлением метана по источникам его выделения и выдачей отработанной струи воздуха соответственно на массив и выработанное пространство; *в* и *г* – схемы с частично обособленным разбавлением метана и подачей подсвежающей струи воздуха $Q_{\text{доп2}}$ и $Q_{\text{доп1}}$ для разбавления метана, выделяющегося соответственно из выработанного пространства и из транспортируемого вне лавы угля; *д* и *е* – схемы с полностью обособленным разбавлением метана по источникам его выделения и подачей соответственно одной $Q_{\text{доп}}$ и двух струй воздуха

их выделения [11, 13-15]. При этом струя воздуха, подаваемая на участок, насыщается метаном, выделяющимся в очистном забое из пласта и из отбиваемого выемочной машиной угля, из транспортируемого вне лавы угля, из выработанного пространства. Поскольку через лаву можно пропустить ограниченное количество воздуха, такие схемы применяют обычно при небольшом газовыделении.

Можно подавать на выемочный участок дополнительное количество воздуха с таким расчетом, чтобы в лаву не поступал метан,

выделяющийся в транспортной выработке или в выработанном пространстве. Такие схемы называют схемами проветривания с частично обособленным разбавлением метана по источникам его выделения.

Чтобы полностью исключить поступление в лаву метана из транспортной выработки и из выработанного пространства, необходима соответствующая сеть горных выработок для подачи подсвежающего воздуха и выдачи исходящей из очистного забоя струи на выработанное пространство. Для реализации таких схем проветривания позади очистного забоя приходится сохранять воздухоотводящие выработки. В этом случае утечки воздуха через выработанное пространство и общее количество воздуха, подаваемого на выемочный участок, могут быть весьма значительными.

В исходных данных для первого слоя принимается природная метаносность пласта, если последний не был подработан или надработан. Для других слоев вместо природной метаносности принимается остаточная метаносность после отработки предыдущего слоя.

В программе *dv08* учитывается опасность местных скоплений метана – зон с концентрацией газа, превышающей среднюю в поперечном сечении вентиляционной струи. Характер местного скопления метана зависит от скорости и турбулентности воздушного потока, положения источника газа в выработке, его дебита. Возрастанию концентрации газа в местном скоплении и увеличению этой зоны способствует уменьшение скорости воздуха или его поперечных пульсаций. Местные скопления метана могут возникать в тупиках вентиляционных выработок, погашаемых вслед за очистным забоем, у бутовых полос в вентиляционных выработках, поддерживаемых в выработанном пространстве, в верхних нишах лав, в куполах и пустотах за крепью, у перемычек, изолирующих старые выработки, у мест суффлярных выделений метана.

Исходные данные для расчета расхода воздуха:

1. Угольный бассейн (группа пластов): 1 – Кузнецкий; 2 – Карагандинский, в том числе 21 – пласты свиты К ₁₈ -К ₁₀ ; 3 – другие бассейны	1
2. Номер слоя мощного пласта, для которого выполняется расчет....	1
3. Мощность вынимаемого слоя пласта, м.....	2,5
4. Мощность временно невынимаемого нижележащего слоя, м.....	6

5. Время, в течение которого отрабатывается выемочный участок в слое, сутки	290
6. Плотность угля в массиве, т/м^3	1,35
7. Метаноносность пласта, $\text{м}^3/\text{т}$	18
8. Пластовая влажность, %	10
9. Пластовая зольность, %	25
10. Выход летучих веществ из угля, %	26
11. Средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли пласта	4,5
12. Последовательность разбавления метана по источникам его выделения PS : 1 – последовательное; 2 – частично обособленное; 3 – полностью обособленное (рис.6)	3
13. Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха: 1 – на массив; 2 – на выработанное пространство; 3 – комбинированное	2
14. Направление движения воздушной струи в лаве: 1 – восходящее; 2 – нисходящее; 3 – горизонтальное	1
15. Число подсвежающих струй воздуха, подаваемых на выемочный участок (при $PS = 2$ или $PS = 3$)	1
16. Назначение подсвежающих струй воздуха НАЗ: 1 – для разбавления газа, выделяющегося из транспортируемого вне лавы угля (ТР); 2 – для разбавления газа, выделяющегося из выработанного пространства (ВП); 3 – ТР + ВП (при $PS = 2$ или $PS = 3$)	3
17. Коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству лавы, $K_{0,3}$	1,25
18. Коэффициент, учитывающий влияние способа поддержания подготовительных выработок на размер утечек воздуха, $K_{ут.п}$	1,3
19. Коэффициент, учитывающий поступление воздуха из выработанного пространства в призабойное пространство лавы, $K_{ут.л}$ (табл.3)	0
20. Коэффициент, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство лавы, $K_{в.п}$	0
21. Площадь поперечного сечения в свету выработки, по которой поступает дополнительное количество воздуха для разбавления газа, выделяющегося из транспортируемого вне лавы угля, S_1 , м^2 (при НАЗ = 1)	9,6
22. Минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке с сечением S_1 , м/с	0,25
23. Площадь поперечного сечения в свету выработки, по которой поступает дополнительное количество воздуха для разбавления газа, выделяющегося из выработанного пространства, S_2 , м^2 (при НАЗ = 2)	9,6
24. Минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке с сечением S_2 , м/с	0,25
25. Система разработки: 1 – сплошная (коренная лава); 2 – сплошная; 3 – столбовая	3
26. Время, прошедшее между обнажением слоя откаточной выработкой и моментом ведения очистных работ, для которого выполняется расчет, сутки	320

27. Время, прошедшее между обнажением слоя вентиляционной выработкой и моментом ведения очистных работ, для которого выполняется расчет, сутки.....	400
28. Способ управления кровлей в лаве: 1 – полным обрушением; 2 – плавным опусканием; 3 – частичной закладкой; 4 – полной закладкой выработанного пространства	1
29. Максимально допустимое содержание метана в исходящей из очистного забоя струе воздуха, %.....	1
30. Содержание метана в струе воздуха, поступающей на выемочный участок, %.....	0,02
31. Метановыделение из подрабатываемых пластов-спутников, м ³ /т.....	12
32. Метановыделение из надрабатываемых пластов-спутников, м ³ /т.....	8
33. Коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта	0
34. Коэффициент эффективности дегазации подрабатываемых пластов-спутников.....	0
35. Коэффициент эффективности дегазации надрабатываемых пластов-спутников.....	0
36. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными в купола обрушения	0
37. Коэффициент, учитывающий газовыделение из боковых пород	0,25
38. Суточная нагрузка на лаву, т	2650
39. Длина лавы, м	120
40. Ширина захвата выемочной машины, м.....	0,63
41. Минимальная свободная для прохода воздуха площадь поперечного сечения лавы в свету, м ²	4,35
42. Максимальная свободная для прохода воздуха площадь поперечного сечения лавы в свету, м ²	5,78
43. Максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с.....	4
44. Минимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с	0,25
45. Оптимальная по пылевому фактору скорость движения воздуха в лаве, м/с	1,6
46. Коэффициент эксплуатационных потерь угля на выемочном участке.....	0,02
47. Скорость транспортирования угля в лаве, м/с.....	1,22
48. Время, в течение которого отбитый уголь транспортируется по выработкам выемочного участка вне лавы, мин.....	25
49. Доля угля, погружаемого в лаве на конвейер одновременно с отбойкой.....	0,8
50. Продолжительность рабочей смены, мин.....	360
51. Число добычных смен в сутки	3
52. Число людей, одновременно работающих в лаве.....	12
53. Площадь поперечного сечения в свету вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха, м ²	9,6
54. Масса одновременно взрывающегося ВВ по углю, кг	0
55. Время проветривания лавы после взрывных работ, мин.....	–

Таблица 3

Значения коэффициента $K_{ут.л}$

Схема проветривания выемочного участка (рис.6)	Ширина бутовой полосы у вентиляционной выработки с исходящей из лавы струей воздуха, м						
	До 5	6	7	8	9	16	17
1-В	0	0,3	0,4	0,5	0,7	0,9	1,0
2-В, 3-В	0	0,25	0,35	0,45	0,65	0,85	1,0
1-М, 2-М при НАЗ = ТР	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
2-М при НАЗ = ВП	0,3	0,4	0,5	0,7	0,8	1,0	1,0

Примечание. Если вентиляционная выработка поддерживается средствами, не препятствующими поступлению в нее воздуха из выработанного пространства (кострами, бутовой полосой с окнами, плитами и т.п.), то значение $K_{ут.л}$ принимается таким же, как при ширине бутовой полосы до 5 м.

Коэффициент $K_{о.з}$ зависит от литологического состава пород и способа управления кровлей следующим образом:

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{о.з}$
Полным обрушением	Песчаники	1,3
	Песчаные сланцы	1,25
	Глинистые сланцы	1,20
	Сыпучие породы	1,05
	Глинистые сланцы	1,15
Плавным опусканием	Глинистые сланцы	1,15
Частичной закладкой	Любые породы	1,10
Полной закладкой	Любые породы	1,05

Для подготовительных выработок, примыкающих к выработанному пространству действующей лавы, коэффициент $K_{ут.п}$ принимает следующие значения:

Способ поддержания выработки	$K_{ут.п}$
Кострами	1,45
Органной крепью, плитами, тумбами	1,30
Бутокострами и бутовыми полосами шириной до 4 м	1,10
Бутовыми полосами с окнами	1,05
Сплошными бутовыми полосами шириной, м:	
4-6	1,0
7-10	0,9
11-15	0,8
16-20	0,7

Коэффициент $K_{в.п.}$, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство лавы, зависит от показателя кратности $M_{кр.}$, характеризующего интенсивность выделения метана из подрабатываемых пластов-спутников, и коэффициента $K_{ут.л.}$ (табл.4).

Таблица 4

Значения коэффициента $K_{в.п.}$

Показатель кратности $M_{кр.}$	Коэффициент $K_{ут.л.}$, учитывающий поступление воздуха из выработанного пространства в призабойное пространство лавы					
	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0
До 10	0	0,20	0,40	0,60	0,80	1,0
11-30	0	0,10	0,24	0,42	0,67	1,0
31-50	0	0,04	0,12	0,27	0,54	1,0
Более 50	0	0,02	0,07	0,19	0,45	1,0

Примечание. Значение показателя кратности $M_{кр.}$, характеризующего интенсивность выделения метана из подрабатываемых пластов-спутников, принимается по результатам его расчета в программе dV01 [4].

Степень выделения метана на участке из боковых пород характеризуется коэффициентом $K_{пор.}$, принимающим следующие значения:

Бассейн	Особенности разработки	$K_{пор}$
Донецкий	При полном обрушении	0,25
	При частичной закладке выработанного пространства	0,2
	При полной закладке	0,1
	Кузнецкий и Карагандинский	0/d
при $I^{daf}, \%$:		
< 20		0,16/(0,16 + d)
> 20		
Печорский		0,15

Примечания: 1. V^{daf} – выход летучих веществ из угля, %. 2. В числителе и знаменателе – для глубин разработки H соответственно до и после 500 м. 3. Параметр $d = 0,001(H - 500)$.

Минимальная свободная для прохода воздуха площадь поперечного сечения лавы в свету $S_{o,min}$ для механизированной крепи определяется интерполяцией справочных данных по мощности пласта:

$$S_{o.min} = \frac{S_2 - S_1}{m_2 - m_1} (m_B - m_1) + S_1,$$

где S_2 и S_1 – сечение лавы в свету соответственно при максимальной m_2 и минимальной m_1 мощности пласта по технической характеристике механизированной крепи ([табл.5](#)); m_B – вынимаемая мощность пласта, м.

Таблица 5

Характеристики механизированных крепей очистных забоев

Крепь	Мощность пласта m_i , м	Сечение лавы в свету S_i , м ²	Коэффициент формы поперечного сечения $k_{фi}$	Коэффициент аэродинамического сопротивления α_i , Н·с ² /м ⁴	Удельное аэродинамическое сопротивление r_{100} , Н·с ² /м ⁸
1М103	0,7-0,95	1,4-1,9	5,1-4,9	0,035-0,031	7,761-3,051
МК98	0,75-1,25	1,52-3,45	5,1-4,5	0,033-0,031	5,547-0,569
КД80	0,8-1,25	1,56-2,5	5,1-4,5	0,031-0,028	5,202-1,275
1М88	1,0-1,3	1,93-2,4	4,9-4,2	0,034-0,029	3,154-1,365
М137	0,8-1,4	1,58-3,44	4,5-4,2	0,028-0,022	4,015-0,421
1КД90	0,8-2,0	1,65-5,2	5,1-4,5	0,033-0,026	4,812-0,189
М87	1,1-1,95	2,0-4,6	4,9-4,2	0,035-0,028	3,032-0,259
МТ	1,15-2,0	1,8-4,9	5,1-4,5	0,035-0,029	4,108-0,246
МК75	1,7-2,2	2,9-4,4	4,5-4,2	0,029-0,027	0,911-0,279
ОКП70	1,7-4,0	2,7-7,6	4,4-4,4	0,018-0,015	0,661-0,041
М130	2,0-4,0	4,6-11,3	4,0-4,0	0,039-0,032	0,344-0,029
1МК85	1,2-2,2	2,2-4,7	5,1-4,5	0,032-0,026	2,273-0,244
М138	1,2-2,5	2,2-5,1	4,5-4,2	0,029-0,022	1,817-0,157
УКП5	2,9-5,0	4,0-12,9	4,4-4,4	0,021-0,014	0,289-0,011
М151	0,7-2,0	2,0-5,3	4,9-4,4	0,029-0,024	2,512-0,163
М142	2,0-5,0	4,6-12,6	4,4-4,4	0,039-0,032	0,378-0,025
М143	1,05-2,1	2,1-4,9	5,1-4,5	0,034-0,028	2,714-0,237
М144	2,0-4,5	4,8-13,5	4,0-4,0	0,038-0,031	0,301-0,019
М146	1,0-2,4	1,9-5,8	5,0-4,4	0,035-0,026	3,514-0,141
М147	0,8-2,6	1,6-6,4	5,1-4,3	0,036-0,025	5,670-0,104
М171	1,8-5,0	3,1-12,6	4,5-4,2	0,019-0,016	0,505-0,012
М172	2,0-5,7	4,4-14,2	4,4-4,0	0,018-0,015	0,195-0,008
М174	1,6-5,5	3,7-13,8	4,7-4,0	0,031-0,012	0,553-0,007
М184	2,8-4,0	6,9-10,1	4,2-4,0	0,023-0,016	0,077-0,020

Примечание. Значения аэродинамических характеристик механизированных крепей нового технического уровня даны ориентировочно и должны быть уточнены при промышленной эксплуатации комплексов.

Сразу после прохода комбайна, когда секция механизированной крепи еще не передвинута, максимальная площадь поперечного сечения лавы в свету,

$$S_{o,max} = S_{o,min} + m_b r,$$

где r – ширина захвата комбайна, м.

Если лава закреплена индивидуальной крепью, то минимальная и максимальная свободная для прохода воздуха площадь поперечного сечения лавы в свету, соответственно

$$S_{o,min} = 0,9m_b b_{min}, \quad S_{o,max} = 0,9m_b b_{max},$$

где b_{min} и b_{max} – соответственно минимальная и максимальная ширина призабойного пространства лавы по паспорту крепления, м.

Оптимальная по пылевому фактору скорость движения воздуха в лаве v_{opt} имеет значение при выемке антрацитов и каменных углей с присечкой боковых пород. Численно $v_{opt} = 1,6$ м/с. При выемке других углей можно принимать $v_{opt} = 0$.

Скорость транспортирования угля в лаве $v_{т.л}$ принимается равной скорости движения скребковой цепи конвейера (табл.6).

Время, в течение которого отбитый уголь транспортируется по выработкам выемочного участка вне лавы и из него выделяется метан в подаваемый на участок воздух, в минутах

$$T_y = \sum \frac{l_i}{60v_i},$$

где l_i – протяженность участка подготовительных выработок с i -м видом транспорта; v_i – скорость транспортирования угля i -м видом транспорта, м/с (табл.6).

Выходные параметры программы расчетов: остаточная метаносность угля временно невынимаемого нижележащего слоя пласта; коэффициент неравномерности газовыделения на выемочном участке; скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы; коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство; дополнительный расход воздуха для обособленного проветри-

вания транспортной выработки, для подсыхания исходящей вентиляционной струи; расход воздуха для проветривания выемочного участка.

Таблица 6

Характеристики конвейеров и перегружателей

Конвейер	Скорость движения цепи, м/с	Производительность, т/ч	Длина поставки, м
СП202В1	1,0; 1,25; 1,4	400; 500; 552	170
СПЦ151	1,0; 1,25	240; 300	180
СПЦ162	1,4	600	200
СП87ПМ	1,0; 1,12; 1,4	430; 480; 600	150; 200
СУМК75	1,1; 1,24	560; 630	100; 150
СУОКП	1,1; 1,24	560; 630	100; 150
СПЦ261	1,4	900	200
СПЦ271	1,4	900	200
СУОКП70Б	1,1; 1,24	560; 630	100; 150
СР70М	1,0; 1,24	360; 450	150
СПЦ301	0,8; 1,12; 1,38	600; 940; 990	180; 200
СПЦ391	1,0	1200	250
СПЦ3100	1,1	1800	300
СПЦ3125	1,1	2500	250
«Анжера 30»	0,92	1000	250
1КСП2Н	1,25; 1,4	470; 690	68; 100
ПС391	1,1	1500	60
ПС3100	1,2	2100	60
ПС3125	1,2	3000	60
1ЛТ80У	2,0; 2,5	420; 520	500
2ЛТ80У	2,0; 2,5; 3,15	420; 520; 660	700
1ЛТ100У	2,0; 2,5	680; 850	450
2ЛТ100У	2,5	850	1500
3Л100У	2,5	850	2000
3ЛТ100у	2,5	850	1200
2ЛН100	2,0	620	1200
1Л120	2,5	1200	2000
2Л120	3,15	1500	2000
2ЛБ120	3,15	1500	2000

4. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ ЩИТОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (программа dv13)

Газовый баланс выемочного участка при щитовой системе разработки имеет свои особенности. Здесь источниками газовыделения являются угольный массив отрабатываемого столба, включая щитовой забой, подготовительные выработки (печи, сбойки) и отбитый уголь, подготовленные к отработке столбы, подготавливаемые столбы, выработанное пространство (рис.7). Доля каждого из указанных источников определяется стадией развития работ на участке и природной газоносностью пласта, длительностью дренирования столбов углеспускными печами, положением щита в этаже, технологией работ под щитом. Газовыделение из подготавливаемых столбов изменяется от 25-40 % в начале очистной выемки до 2-10 % при отработке второй половины выемочного поля, из подготовленных

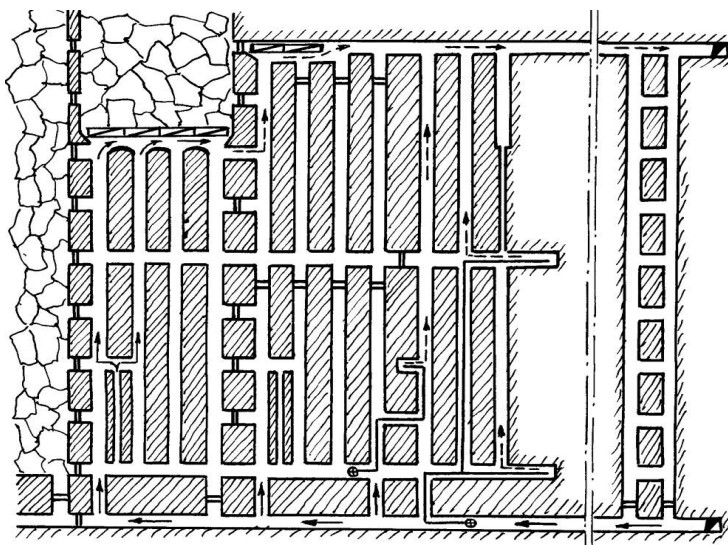


Рис.7. Схема проветривания выемочного участка при щитовой системе разработки мощного пласта

столбов – соответственно от 15-30 до 10-20 %, из отрабатываемого столба от 10-30 до 5-15 %, из выработанного пространства от 30-50 до 60-80 %. Указанные данные говорят о том, что на стадии проектирования надежность расчета расхода воздуха всегда будет небольшой и при очистных работах потребуются вносить коррективы.

Существующие расчетные методики определения расхода воздуха для щитовой системы разработки отличаются от методик, применяемых для выемочных участков с длинными очистными забоями [15]. Принципиально щитовой забой рассматривается как камерообразная горная выработка.

Исходные данные для расчета расхода воздуха при щитовой системе разработки выемочных участков:

1. Угольный бассейн: 1 – Кузнецкий; 2 – Карагандинский	1
2. Вынимаемая мощность пласта, м	5
3. Угол падения пласта	65°
4. Метаноносность угля, м ³ /т	25
5. Зольность угля, %	5
6. Пластовая влажность, %	6
7. Выход из угля летучих веществ, %	18
8. Длина щита по простиранию пласта, м	24
9. Количество углеспускных печей под щитом	4
10. Периметр углеспускной печи, м	5,5
11. Расстояние между углеспускными печами, м	6
12. Скорость проведения углеспускных печей, м/сутки	8
13. Технология выемки угля под щитом <i>T</i> : 1 – БВР; 2 – БВР со скреперной доставкой; 3 – конвейеростругом	1
14. Производительность скреперной доставки (при <i>T</i> = 2) или конвейероструга (при <i>T</i> = 3), т/ч	–
15. Скорость рабочего хода скрепера, м/с	–
16. Среднесуточная добыча угля на участке, т	430
17. Суточное подвигание щита, м	1,6
18. Масса угля, отбиваемого за один или несколько приемов без выгрузки из печей, т (при <i>T</i> = 1 или <i>T</i> = 2)	30
19. Масса одновременно взрывающегося ВВ по углю, кг	10
20. Время проветривания после взрывных работ, мин	25

Выходные параметры программы расчетов: максимально допустимый расход воздуха для проветривания очистной выработки; необходимый расход воздуха для проветривания очистной выработки; расход воздуха для проветривания выемочного участка.

5. МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМАЯ НАГРУЗКА НА ЛАВУ ПО ФАКТОРУ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ (программа dv16)

Суточная нагрузка на очистной забой по газовому фактору определяется по формуле

$$A_B = \frac{864 v_{\max} S_{o.\min} k_{o.3} (c - c_o)}{q_o k_n},$$

где $v_{\max}$ – максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с; $S_{o.\min}$ – минимальная свободная для прохода воздуха площадь призабойного пространства лавы в свету, м²; $K_{o.3}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному; c_o и c – концентрация метана соответственно в поступающей в очистной забой и исходящей из него струе воздуха, %; q_o – относительная газообильность очистного забоя, м³/т; k_n – коэффициент неравномерности газовыделения на выемочном участке в течение суток.

Указанная формула не учитывает необходимый расход воздуха для ликвидации местных скоплений метана. В частности, для того, чтобы устранить опасность местных скоплений метана, в лаву необходимо подать такое количество воздуха, чтобы скорость его движения в призабойном пространстве $v_{м.с}$ для схем с выдачей отрабатанной струи на массив и выработанное пространство соответственно составляла

$$v_{м.с} = \sqrt[1,5]{3,1 I_{в.п} S_B^{0,5} / [S_{o.\min} k_{o3} (k_{ут.в} - 1)]}$$

и

$$v_{м.с} = 1,9 I_{в.п} k_{в.п} / [S_{o.\min} k_{o3} (k_{ут.в} - 1)(k_{ут.л} + 0,001)],$$

где $I_{в.п}$ – средняя за сутки интенсивность газовыделения в выработанном пространстве, м³/мин; S_B – площадь поперечного сечения в свету вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха, м².

Скорость $v_{м.с}$ может превышать максимально допустимую скорость движения воздуха $v_{\max}$, которая является средней в поперечном сечении лавы. В таком случае максимально допустимую по

газовому фактору нагрузки на очистной забой следует рассчитывать при $v_{м.с} \leq v_{max}$.

Параметры q_o , k_n , $I_{в.п.}$, необходимые для расчета A_b , неизвестны, так как они, в свою очередь, зависят от A_b .

В программе *dv16* реализован следующий вычислительный процесс. Задано начальное значение $A_b = 1$. Рассчитываются параметры q_o , k_n , $I_{в.п.}$, $k_{ут.в.}$. Определяется скорость движения воздуха в лаве

$$v_b = \frac{A_o q_o k_n}{864 S_{o.min} k_{o.3} (c - c_o)} \leq v_{м.с} \leq v_{max}.$$

Если указанные условия выполняются, то с шагом 1 задается новое значение A_b . В противном случае счет прекращается. За максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой принимается значение A_b предыдущего шага итерации. Если A_b определено с учетом опасности местных скоплений метана, об этом на монитор и на печать выводится соответствующее сообщение. Конечность алгоритма счета ограничена нагрузкой на забой, равной 99999. Очевидно, что такая нагрузка характеризует отсутствие влияния газового фактора, так как обеспечить ее технологически в настоящее время не представляется возможным.

Исходные данные для расчета максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой:

1. Угольный бассейн (группа пластов): 1 – Донецкий; 2 – Печорский, в том числе 21 – пласты Тройной, Четвертый, Пятый после подработки; 3 – Кузнецкий; 4 – Карагандинский, в том числе 41 – пласты свиты K ₁₈ -K ₁₀ ; 5 – другие бассейны	2
2. Вынимаемая мощность пласта, м	1,7
3. Плотность угля в массиве, т/м ³	1,35
4. Метаноносность пласта, м ³ /т	12
5. Пластовая влажность, %	5
6. Пластовая зольность, %	14
7. Выход из угля летучих веществ, %	26
8. Глубина горных работ, м	600
9. Средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли пласта	5,8
10. Последовательность разбавления метана по источникам его выделения PS: 1 – последовательное; 2 – частично обособленное; 3 – полностью обособленное	1

11. Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха: 1 – на массив; 2 – на выработанное пространство; 3 – комбинированное	1
12. Направление движения воздушной струи в лаве: 1 – восходящее; 2 – нисходящее; 3 – горизонтальное	1
13. Число подсвежающих струй воздуха, подаваемых на выемочный участок (при $PS = 2$ или $PS = 3$)	–
14. Назначение подсвежающих струй воздуха НАЗ: 1 – для разбавления газа, выделяющегося из транспортируемого вне лавы угля (ТР); 2 – для разбавления газа, выделяющегося из выработанного пространства (ВП); 3 – ТР + ВП (при $PS = 2$ или $PS = 3$)	–
15. Коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству лавы	1,25
16. Коэффициент, учитывающий влияние способа поддержания подготовительных выработок на размер утечек воздуха	1
17. Коэффициент, учитывающий поступление воздуха из выработанного пространства в призабойное пространство лавы	1
18. Коэффициент, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство лавы	1
19. Площадь поперечного сечения в свету выработки, по которой поступает дополнительное количество воздуха для разбавления газа, выделяющегося из транспортируемого вне лавы угля, $S_1, \text{м}^2$ (при НАЗ = 1)	–
20. Минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке с сечением $S_1, \text{м/с}$	–
21. Площадь поперечного сечения в свету выработки, по которой поступает дополнительное количество воздуха для разбавления газа, выделяющегося из выработанного пространства, $S_2, \text{м}^2$ (при НАЗ = 2)	–
22. Минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке с сечением $S_2, \text{м/с}$	–
23. Система разработки: 1 – сплошная (коренная лава); 2 – сплошная; 3 – столбовая	3
24. Время, прошедшее между обнажением пласта откаточной выработкой и моментом ведения очистных работ, для которого выполняется расчет, сутки	150
25. Время, прошедшее между обнажением пласта вентиляционной выработкой и моментом ведения очистных работ, для которого выполняется расчет, сутки	420
26. Максимально допустимое содержание метана в исходящей из очистного забоя струе воздуха, %	1
27. Содержание метана в струе воздуха, поступающей на выемочный участок, %	0,02
28. Метановыделение из подрабатываемых пластов-спутников, $\text{м}^3/\text{т}$	10
29. Метановыделение из надрабатываемых пластов-спутников, $\text{м}^3/\text{т}$	2,6
30. Коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта	0

31. Коэффициент эффективности дегазации подрабатываемых пластов-спутников	0
32. Коэффициент эффективности дегазации надрабатываемых пластов-спутников	0
33. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными в купола обрушения	0
34. Коэффициент, учитывающий газовыделение из боковых пород	0,25
35. Длина лавы, м	160
36. Ширина захвата выемочной машины, м	0,63
37. Способ управления кровлей в лаве: 1 – полным обрушением; 2 – плавным опусканием; 3 – частичной закладкой; 4 – полной закладкой выработанного пространства	1
38. Минимальная свободная для прохода воздуха площадь поперечного сечения лавы в свету, м ²	3,52
39. Максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с....	4
40. Коэффициент, учитывающий влияние способа отбойки угля на неравномерность газовыделения в лаве: 1,2 – при БВР; 1 – в остальных случаях	1
41. Коэффициент эксплуатационных потерь угля на выемочном участке	0,01
42. Скорость транспортирования угля в лаве, м/с	1,5
43. Время, в течение которого отбитый уголь транспортируется по выработкам выемочного участка вне лавы, мин	20
44. Доля угля, погружаемого в лаве на конвейер одновременно с отбойкой	1
45. Продолжительность рабочей смены, мин	360
46. Число добычных смен в сутки	3
47. Площадь поперечного сечения в свету вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха, м ²	7,8
48. Изолированный отвод метановоздушной смеси из выработанного пространства: 1 – проводится; 0 – не проводится	0

Максимально допустимая нагрузка на очистной забой отражает лишь потенциальные возможности выемочного участка. Этот показатель может быть использован для подбора такого добычного и транспортного оборудования, которое сможет обеспечить нагрузку, близкую к максимально допустимой [5, 7].

Выходные параметры программы расчетов: максимальная допустимая нагрузка на лаву с уведомлением о расчете ее по условиям опасности местных скоплений метана, если этот фактор является критериальным; абсолютное **в кубических метрах в минуту** и относительное **в кубических метрах на тонну** метановыделение

в выработанном пространстве, в очистном забое; средняя абсолютная и относительная метанообильность выемочного участка; коэффициент неравномерности газовыделения на выемочном участке; коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство; утечки воздуха через выработанное пространство; дополнительные расходы воздуха для обособленного проветривания транспортной выработки, для подсвеживания исходящей вентиляционной струи; расход воздуха для проветривания выемочного участка.

6. ОЦЕНКА РАЗМЕРОВ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ (программа *dv17*)

Здесь предлагается оценивать длину лавы по технологическому фактору – нагрузке на очистной забой (рис.8).

При изменении длины лавы изменяется нагрузка на очистной забой по техническим возможностям добычного оборудования A_T [8]. Основными факторами, определяющими изменение нагрузки на забой, являются: удельные затраты времени на концевые операции в лаве; изменение коэффициентов готовности участковой

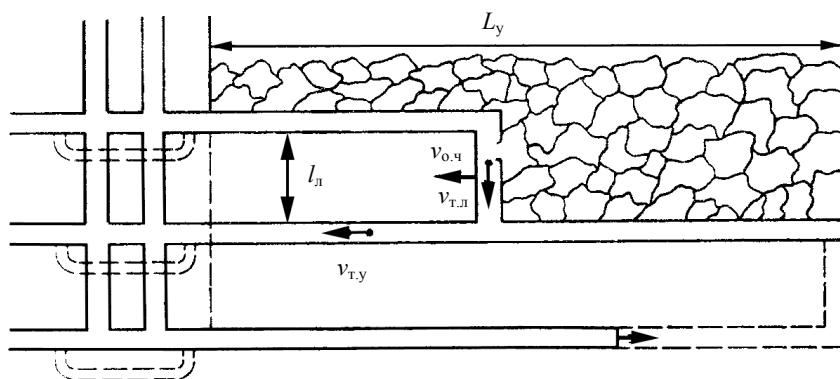


Рис.8. Схема выемочного участка

$v_{0ч}$ – скорость подвигания лавы; $v_{т,л}$ и $v_{т,у}$ – скорость транспортирования угля в лаве и по выработкам выемочного участка

транспортной линии из-за ее длины, коэффициентов готовности сопряжений лавы с подготовительными выработками, смещения боковых пород в которых зависят от срока службы выработки, определяемого скоростью подвигания очистного забоя.

С другой стороны, при изменении скорости подвигания лавы и длительности нахождения отбитого угля в выработках выемочного участка изменяется максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору A_B .

Так как степень изменения A_T и A_B не одинакова, то при изменении длины лавы графики зависимостей $A_T = f(L_y, l_l)$ и $A_B = f(L_y, l_l)$ пересекутся. Точку пересечения этих графиков можно принять за критерий, по которому принимается решение о размерах выемочного участка по технологическим факторам (рис.9).

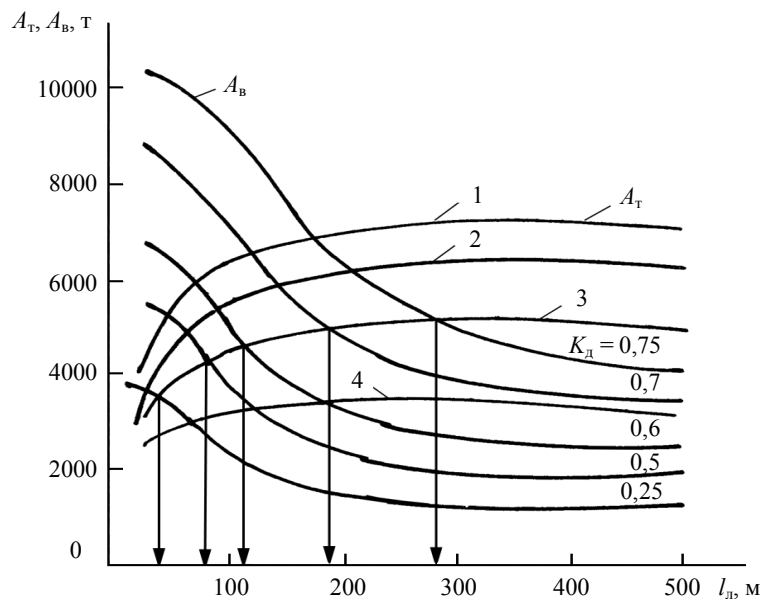


Рис.9. Изменение нагрузки на очистной забой по технологическим факторам A_T и по газовому фактору A_B

K_d — коэффициент эффективности дегазации пласта и выработанного пространства; 1, 2, 3 и 4 — графики изменения A_T при максимальных скоростях подачи комбайна соответственно 50; 10; 5 и 2,5 м/мин

Для решения задачи разработан алгоритм и написана компьютерная программа *dv17* оценки длины лавы по технологическим факторам. Используются действующая в настоящее время методика ИГД им. А.А.Скочинского расчета нагрузки на очистной забой при одноконбайновой выемке угля [8], руководство по проектированию вентиляции угольных шахт [15], методические пособия кафедр разработки месторождений полезных ископаемых и безопасности производств и разрушения горных пород СПГИ [3, 4].

Исходные данные для оценки размеров выемочного участка по газовому фактору:

1. Угольный бассейн (группа пластов): 1 – Донецкий; 2 – Печорский, в том числе 21 – пласты Тройной, Четвертый, Пятый после подработки; 3 – Кузнецкий; 4 – Карагандинский, в том числе 41 – пласты свиты $K_{18}-K_{10}$; 5 – другие бассейны	3
2. Вынимаемая мощность пласта, м	3,8
3. Плотность угля в массиве, t/m^3	1,36
4. Метаноносность пласта, m^3/t	27
5. Пластовая влажность, %	5
6. Пластовая зольность, %	21
7. Выход из угля летучих веществ, %	32
8. Угол падения пласта	7°
9. Глубина горных работ, м	450
10. Средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли пласта	5
11. Последовательность разбавления метана по источникам его выделения PS : 1 – последовательное; 2 – частично обособленное; 3 – полностью обособленное	1
12. Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха: 1 – на массив; 2 – на выработанное пространство; 3 – комбинированное	1
13. Назначение подсвежающих струй воздуха $HA3$: 1 – для разбавления газа, выделяющегося из транспортируемого вне лавы угля (ТР); 2 – для разбавления газа, выделяющегося из выработанного пространства (ВП); 3 – ТР + ВП (при $PS = 2$ или $PS = 3$)	–
14. Коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству лавы, $K_{0,3}$	1,25
15. Коэффициент, учитывающий влияние способа поддержания участков подготовительных выработок на размер утечек воздуха, $K_{ут.п.}$	1,3
16. Коэффициент, учитывающий поступление воздуха из выработанного пространства в призабойное пространство лавы, $K_{ут.л.}$	1
17. Коэффициент, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство лавы, $K_{в.п.}$	1

18. Максимально допустимое содержание метана в исходящей из очистного забоя струе воздуха, %.....	1
19. Содержание метана в струе воздуха, поступающей на выемочный участок, %.....	0,01
20. Метановыделение из подрабатываемых пластов-спутников, м ³ /т.....	4
21. Метановыделение из надрабатываемых пластов-спутников, м ³ /т.....	5
22. Коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта	0,25
23. Коэффициент эффективности дегазации подрабатываемых пластов-спутников	0
24. Коэффициент эффективности дегазации надрабатываемых пластов-спутников	0
25. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными в купола обрушения	0,25
26. Коэффициент, учитывающий газовыделение из боковых пород, $K_{пор}$	0,15
27. Система разработки: 1 – сплошная (коренная лава); 2 – сплошная; 3 – столбовая	3
28. Коэффициент эксплуатационных потерь угля на выемочном участке.....	0,02
29. Управление кровлей в лаве: 1 – полным обрушением; 2 – плавным опусканием; 3 – частичной закладкой; 4 – полной закладкой выработанного пространства	1
30. Устойчивость непосредственной кровли пласта: 1 – устойчивая; 2 – средней устойчивости; 3 – неустойчивая	1
31. Сопrotивляемость пласта резанию, кН/м.....	240
32. Мощность привода комбайна, кВт (табл. 7).....	850
33. Коэффициент готовности комбайна	0,9
34. Ширина захвата комбайна, м.....	0,8
35. Схема работы комбайна SR: 1 – челноковая; 2 – односторонняя; 3 – уступная	2
36. Мощность верхней пачки пласта, вынимаемой комбайном при уступной схеме работы, м (при SR = 3).....	–
37. Максимальная скорость подачи комбайна по технической характеристике, м/мин	5
38. Коэффициент готовности крепи лавы	0,9
39. Сумма коэффициентов, характеризующих факторы, осложняющие поддержание сопряжения лавы с конвейерной выработкой	1,2
40. Сумма коэффициентов, характеризующих факторы, осложняющие поддержание сопряжения лавы с вентиляционной выработкой	2,4
41. Продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин.....	20
42. Продолжительность концевых операций, мин	15
43. Затраты времени на вспомогательные операции, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин.....	0,01
	31

44. Затраты времени на обмен партий вагонеток на погрузочном пункте, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин.....	0
45. Затраты времени на зарядание, взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы после взрывных работ, мин	36
46. Аккумулирующий бункер угля в транспортной линии: 1 – нет; 2 – есть....	2
47. Число конвейеров в сборной конвейерной линии	4
48. Скорость транспортирования угля в лаве, м/с.....	1
49. Скорость транспортирования угля в участковых подготовительных выработках, м/с.....	2,5
50. Площадь поперечного сечения лавы в свету, свободная для прохода воздуха $S_{o,min}$, м ²	9,1
51. Максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с.....	4
52. Сечение в свету вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха, м ²	12
53. Продолжительность рабочей смены, мин.....	360
54. Число смен по добыче угля в сутки.....	3
55. Исследуемый параметр выемочного участка: 1 – длина лавы; 2 – длина столба.....	1
56. Длина лавы, м	–
57. Длина столба, м.....	2000

Скорость крепления лавы должна согласовываться со скоростью подачи комбайна.

Технологические факторы, осложняющие поддержание сопряжения лавы с подготовительной выработкой, имеет следующие значения корректирующих коэффициентов:

1. Проведение выработки буровзрывным способом	$k_1 = 1,2$
2. Проведение выработки с подрывкой кровли пласта или с оставлением пачки угля в кровле	$k_2 = 1,2$
3. Повторная эксплуатация выработки	$k_3 = 1,2$
4. Проведение выработки позади очистного забоя	$k_4 = 1,0$
5. Проведение выработки вприсечку к выработанному пространству	$k_5 = 0,6$
6. Сопряжение разделенной лавы со средней выработкой	$k_6 = 0,8$
7. Отсутствие механизированной крепи сопряжения	$k_7 = 1,2$
8. Отсутствие механизированной крепи на концевом участке лавы	$k_8 = 0,4$
9. Наличие ниши в лаве:	
Отсутствие ниши	$k_9 = 0$
Ниша длиной до 4 м	$k_9 = 0,6$
Ниша длиной более 4 м	$k_9 = 1,0$

Таблица 7

Характеристики очистных комбайнов

Комбайн	Вынимаемая мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Диаметр шнека (барабана), м	Мощность привода, кВт	Максимальная скорость, м/мин	Коэффициент готовности
K103	0,6-1,2	0,8	0,56	150	5,0	0,80
K85	0,8-1,3	0,63; 0,8	0,7; 0,8	340	8,0	0,80
K80	0,8-1,2	0,8	1,0	132	5,0	0,87
KA90	0,8-1,5	0,8	0,7; 0,8	250	5,0	0,90
2ГШ68Б	1,4-2,5	0,63; 0,8	1,4	264	6,0	0,87
КШ1КГУ	1,4-2,8	0,5; 0,63	1,1; 1,6	100	4,4	0,94
1КШЭ	2,2-4,2	0,5; 0,63	1,8; 2,0	400	5,2	0,89
РКУ10	1,0-1,8	0,63	1,0; 1,2	200	10,0	0,88
РКУ13	1,2-2,2	0,63	1,25; 1,4	200	10,0	0,88
РКУ16	1,6-2,6	0,63	1,6	315	10,0	0,88
РКУ25	2,0-4,5	0,5	2,0	630	5,0	0,90
2КШЗ	2,0-4,1	0,5; 0,63	1,8; 2,0	400	8,0	0,89
ВК	1,6-3,3	0,63	1,6	145	4,4	0,88
K10	1,2-2,5	0,63; 0,8	1,1; 1,6	315	8,0	0,90
K88	1,3-2,6	0,8	1,1; 1,6	150	6,9	0,90
K300	1,3-2,6	0,63; 0,8	1,1; 1,6	455	8,0	0,90
K500	1,4-3,5	0,63; 0,8	1,2; 1,8	635	6,1	0,90
K800	2,2-5,1	0,63; 0,8	1,8; 2,5	880	10,0	0,90
K900	3,2-6,0	0,63; 0,8	2,5	880	5,0	0,90
КСП	2,5-5,0	0,63	2,0; 2,5	720	8,0	0,90

Для определения суммы этих коэффициентов Σk_i нужно по паспорту крепления сопряжения перечислить те факторы, которые осложняют поддержание сопряжения, присвоить им соответствующие значения коэффициентов k_i и суммировать их.

Разумеется, при выборе параметров проходки подготовительной выработки и крепления ее сопряжения с лавой следует стремиться к снижению числа осложняющих факторов.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций в начале и в конце рабочей смены $t_{пз}$ зависит от многих факторов. На шахте проводят хронометражные наблюдения за техноло-

гическим процессом и устанавливают норматив затрат времени. Ориентировочно $t_{пз} = 20$ мин при мощности пласта меньше 1,8 м и $t_{пз} = 17$ мин при большей мощности пласта.

Продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы $t_{к.о}$ принимается по хронометражным данным шахты. Ориентировочно для комбайнов с односторонним расположением шнеков $t_{к.о} = 30 \div 45$ мин в зависимости от устойчивости кровли, для комбайнов с центральным расположением исполнительного органа $t_{к.о} = 25 \div 30$ мин, а для комбайнов с разнесенными исполнительными органами $t_{к.о} = 15 \div 25$ мин. Решающее значение здесь имеет вид крепи подготовительной выработки. При рамной крепи в процессе концевых операций, когда производится фронтальная передвижка забойного конвейера, приходится переставлять стойки крепежных рам подготовительной выработки. Если же подготовительная выработка закреплена анкерами, то концевые операции значительно упрощаются, а их продолжительность уменьшается до минимальной.

Затраты времени на вспомогательные операции можно принимать равными $0,02 \div 0,07$ мин/м. Для механизированных комплексов нового технического уровня в благоприятных горно-геологических условиях продолжительность этих операций минимальна.

Если в транспортной линии имеется пункт погрузки угля в вагонетки и отсутствует участковый или капитальный аккумулирующий бункер угля, то затраты времени на обмен партий вагонеток в зависимости от вынимаемой мощности пласта m следующие:

m , м	До 0,78	0,95	1,14	1,38	1,66	1,99	2,40	2,80	2,80
t , мин/м	0,06	0,08	0,09	0,12	0,14	0,17	0,20	0,23	0,24

Результаты расчета выводятся в табличной форме и содержат: зависимости суточной нагрузки на очистной забой по технологическим факторам и по газовому фактору от длины лавы или длины выемочного участка в соответствии с поставленной задачей. Если схема проветривания выемочного участка опасна по условиям местных скоплений метана, дополнительно выводится строка изменения нагрузки на лаву по этому показателю. Пользователю предлагается интерпретировать результаты расчета графически (см. рис.9) и принять окончательное решение.

7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ДЛИНЫ ЛАВЫ ПО ЭКОНОМИЧЕСКИМ ФАКТОРАМ (программа dv18)

С увеличением длины лавы суточная нагрузка на очистной забой вначале возрастает, а затем практически не изменяется (см. рис.9). Вместе с тем стоимость переменной части механизированного комплекса – линейных секций крепи и забойного конвейера, увеличивается прямо пропорционально длине лавы, а удельные затраты на подготовку выемочного участка соответствующим образом уменьшаются (рис.10). По этим двум показателям и предлагается определять оптимальную длину лавы.

Реализован следующий итерационный вычислительный процесс.

В диапазоне изменения длины лавы $l_{\text{л}}$ от 50 до 425 м с шагом 25 м по методике ИГД им. А.А.Скочинского определяется суточная нагрузка на очистной забой $A_{\text{т}}$.

На каждом шаге итерации рассчитываются удельные расходы на амортизацию механизированного комплекса:

$$c_{\text{ам}} = 0,01(\Sigma K_1 N_1 + \Sigma K_2 l_{\text{л}} N_2 / B) / (N_{\text{г}} A_{\text{т}}),$$

где K_1 – стоимость постоянной части механизированного комплекса (комбайна, магнитной и насосной станции, крепей сопряжений лавы с подготовительными выработками, головного и концевого приводов забойного конвейера, скребкового перегружателя, участко-

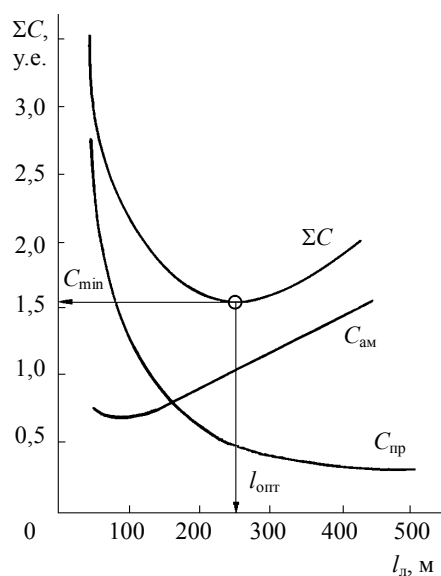


Рис.10. Зависимость удельных расходов от длины лавы $l_{\text{л}}$

ΣC – суммарные учтенные расходы; $C_{\text{ам}}$ – затраты на амортизацию очистного оборудования;
 $C_{\text{пр}}$ – затраты на проведение участковых выработок

вых ленточных конвейеров); N_1 – годовая норма амортизации i -го оборудования; K_2 – стоимость переменной части механизированного комплекса (линейных секций механизированной крепи и забойного конвейера); N_2 – годовая норма амортизации секций крепи и забойного конвейера; B – шаг установки секций крепи вдоль лавы; $N_f = 300$ – число рабочих дней в году.

Рассчитываются удельные затраты на подготовку выемочного участка:

$$c_{\text{под}} = K_{\text{под}} / (m\gamma L_y l_{\text{л}}),$$

где $K_{\text{под}}$ – стоимость проведения подготовительных выработок (учитываются только те выработки, стоимость проведения которых не изменяется с изменением длины лавы); m – вынимаемая мощность пласта (слоя); γ – плотность угля в массиве; L_y – длина столба, подлежащего очистной выемке.

Исходные данные для определения оптимальной длины лавы по программе *dv18*:

1. Вынимаемая мощность пласта (слоя), м.....	2,8
2. Направление подвигания лавы: 1 – по простиранию; 2 – по вос- станию; 3 – по падению пласта	1
3. Угол падения пласта	6°
4. Плотность угля в массиве, т/м ³	1,36
5. Сопротивляемость пласта резанию, кН/м.....	270
6. Коэффициент, характеризующий хрупкость угля: 1 – для вязких; 1,15 – для хрупких; 1,3 – для весьма хрупких углей.....	1,15
7. Устойчивость непосредственной кровли пласта: 1 – устойчивая; 2 – средней устойчивости; 3 – неустойчивая	2
8. Мощность привода комбайна, кВт	635
9. Коэффициент готовности комбайна	0,92
10. Ширина захвата комбайна, м.....	0,8
11. Схема работы комбайна <i>SR</i> : 1 – челноковая; 2 – односторонняя; 3 – уступная	2
12. Мощность верхней пачки пласта, вынимаемая комбайном при уступной схеме работы, м (при <i>SR</i> = 3).....	–
13. Максимальная скорость подачи комбайна по технической ха- рактеристике, м/мин	10
14. Скорость крепления лавы, м/мин.....	2,9
15. Коэффициент готовности крепи лавы	0,93
16. Сумма коэффициентов, характеризующих факторы, ослож- няющие поддержание сопряжения лавы с конвейерной выработкой	1,2

17. Сумма коэффициентов, характеризующих факторы, осложняющие поддержание сопряжения лавы с вентиляционной выработкой	2,8
18. Продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин.....	20
19. Продолжительность концевых операций, мин	25
20. Затраты времени на вспомогательные операции, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин.....	0,03
21. Затраты времени на обмен партий вагонеток на погрузочном пункте, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин.....	0
22. Затраты времени на зарядание, взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы после взрывных работ, мин	0
23. Аккумулирующий бункер угля в транспортной линии: 1 – есть; 2 – нет	1
24. Число скребковых конвейеров в участковой транспортной линии.....	3
25. Производительность линии скребковых конвейеров, т/ч.....	540
26. Число ленточных конвейеров в участковой транспортной линии.....	5
27. Производительность линии ленточных конвейеров, т/ч	380
28. Число конвейеров в сборной конвейерной линии	4
29. Продолжительность рабочей смены, мин.....	360
30. Число смен по добыче угля в сутки.....	3
31. Длина столба, подлежащего очистной выемке, м.....	1500
32. Стоимость проведения участковых выработок, тыс. у.е. (выработки, параллельные лаве, не учитывать)	1250
33. Стоимость комбайна, тыс. у.е.	120
34. Годовая норма амортизации комбайна, %	34
35. Стоимость магнитной станции, тыс. у.е.	18
36. Годовая норма амортизации магнитной станции, %	21
37. Стоимость насосной (насосных) станции (станций), тыс. у.е.....	36
38. Годовая норма амортизации насосной станции, %.....	24
39. Шаг установки секций крепи вдоль лавы, м.....	1,5
40. Стоимость линейной секции механизированной крепи с гидрокоммуникациями, тыс. у.е.	16
41. Стоимость крепей сопряжений лавы с подготовительными выработками, тыс. у.е.	28
42. Годовая норма амортизации механизированной крепи, %.....	32
43. Стоимость головного и концевого приводов забойного конвейера, тыс. у.е.	12
44. Стоимость одного линейного рештака забойного конвейера с навесным оборудованием, тыс. у.е.....	2,8
45. Стоимость скребкового перегружателя, тыс. у.е.	32
46. Годовая норма амортизации скребковых конвейеров, %	36
47. Стоимость участковых ленточных конвейеров, тыс. у.е.	120
48. Годовая норма амортизации ленточных конвейеров, %.....	24

Результаты расчетов записываются в массивы данных. Минимуму суммы учтенных удельных затрат соответствует оптимальная длина лавы $l_{\text{опт}}$. Для этой длины выводятся данные о суточной нагрузке на очистной забой и промежуточные показатели, характеризующие технологическую схему очистных работ: скорость подачи комбайна, принятая к расчету; производительность комбайна по скорости подачи, по скорости крепления, по приемной способности скребковых и ленточных конвейеров; коэффициенты готовности очистного забоя по группе последовательных и параллельных перерывов; суточный коэффициент машинного времени; суточная нагрузка на очистной забой; число циклов за сутки; подвигание лавы за сутки.

8. РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ (программа *dv19*)

В зависимости от числа и взаимного расположения выработок, по которым подается свежий воздух и отводятся загрязнения, различают центральную, фланговую крыльевую, фланговую групповую и фланговую участковую схемы вентиляции шахт (рис.11).

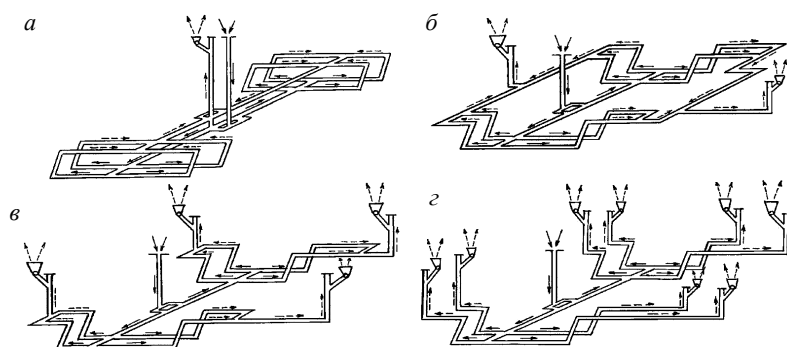


Рис.11. Схемы вентиляции шахты: *a* – центрально-сдвоенная; *б, в и з* – фланговая соответственно крыльевая, групповая и участковая

→ – направление движения свежей струи воздуха; ----→ – направление движения исходящей струи воздуха

Полный расчет расхода воздуха для проветривания шахты предполагает использование позабойного метода. Такой расчет базируется в основном на логических построениях, а расчетная процедура сводится к суммированию отдельных расходов и утечек воздуха.

Здесь предусмотрен упрощенный расчет, заключающийся в предположении, что для проветривания одноименных объектов пласта (очистные и подготовительные забои, камеры) требуется в среднем одинаковые расходы воздуха, а расход воздуха для проветривания выработок пласта определяется числом одноименных потребителей воздуха.

Исходные данные для расчета расхода воздуха для проветривания шахты:

1. Число пластов в шахтном поле.....	2
2. Число одновременно разрабатываемых горизонтов.....	1
3. Суммарный расход воздуха, необходимый для проветривания шахты по другим, кроме метановыделения, факторам, м ³ /с.....	68
4. Максимальная допустимая концентрация метана в исходящей из шахты струе воздуха, %	0,75
5. Число одновременно разрабатываемых пластов	2
6. Марка угля <i>i</i> -го разрабатываемого пласта <i>U</i> : 1 – каменный уголь; 2 – антрацит	
<i>U</i> ₁	1
<i>U</i> ₂	1
7. Наличие ранее отработанных этажей, или панелей, или горизонтов на <i>i</i> -м пласте <i>V</i> : 0 – нет; 1 – да	
<i>V</i> ₁	1
<i>V</i> ₂	0
8. Порядок отработки <i>i</i> -го пласта <i>P</i> : 1 – прямой при полевой подготовке; 2 – прямой при пластовой подготовке; 3 – обратный; 4 – комбинированный при полевой подготовке; 5 – комбинированный при пластовой подготовке пласта	
<i>P</i> ₁	2
<i>P</i> ₂	1
9. Порядок отработки выемочных полей по <i>i</i> -му пласту <i>PP</i> : 1 – прямой при полевой подготовке; 2 – прямой при пластовой подготовке; 3 – обратный при полевой подготовке; 4 – обратный при пластовой подготовке выемочных полей	
<i>PP</i> ₁	1
<i>PP</i> ₂	2

10. Условия проведения пластовых выемочных выработок по i -му пласту PV : 1 – без подрывки боковых пород при столбовой системе разработки; 2 – с подрывкой боковых пород при столбовой системе разработки; 3 – при сплошной системе разработки		
PV_1	1	
PV_2	2	
11. Число одновременно работающих выемочных участков по i -му пласту n :		
n_1	3	
n_2	2	
12. Относительная метанообильность выработок выемочного участка по i -му пласту q , м ³ /т:		
q_1	12	
q_2	8	
13. Суточная нагрузка на очистной забой по i -му пласту A , т:		
A_1	1100	
A_2	800	
14. Число одновременно проводимых выработок по i -му пласту NV :		
NV_1	2	
NV_2	3	
15. Полное метановыделение в подготовительную выработку, проводимую по i -му пласту, I , м ³ /мин:		
I_1	14	
I_2	9	
16. Концентрация метана в струе воздуха, поступающей на i -й пласт, CP , %:		
CP_1	0,2	
CP_2	0,1	
17. Максимальная допустимая концентрация метана в струе воздуха, исходящей из i -го пласта, C , %:		
C_1	1	
C_2	0,75	
18. Коэффициент утечек воздуха, учитывающий условия вентиляции i -го пласта, KU : 0,2 – при центральной; 0,15 – при фланговой; 0,1 – при фланговой групповой; 0 – при участковой схеме вентиляции шахты:		
KU_1	0,1	
KU_2	0	

При подготовке исходных данных суммарный расход воздуха для проветривания шахты по негасовому фактору принимается по наибольшему значению следующих потребителей воздуха [1, 14]:

1. По наибольшему числу людей $N_{л}$, одновременно находящихся в шахте

$$Q_d = 6N_{\text{л}} / 60.$$

2. По газам, образующимся при взрывных работах. Суммируют расходы воздуха для отдельных выработок, одновременно находящихся в работе: для лав, камер и тупиковых выработок соответственно

$$Q_d = \frac{0,587}{T} \sqrt{BV}; Q_d = \frac{0,438}{T} \sqrt{BV^2}$$

и

$$Q_d = \frac{0,0375}{T} \sqrt[3]{V_{\text{ВВ}} S^2 l_{\text{п}}^2 k_{\text{обв}} / k_{\text{ут}}^2},$$

где T – продолжительность проветривания, мин; B – масса одновременно взрывающегося ВВ, кг; V – максимальный проветриваемый объем выработки, м³; $V_{\text{ВВ}}$ – объем ядовитых газов, образующихся после взрыва ВВ, л, $V_{\text{ВВ}} = 100 A_{\text{уг}} + 40 A_{\text{пор}}$; $A_{\text{уг}}$ и $A_{\text{пор}}$ – масса одновременно взрывающегося ВВ по углю и породе соответственно, кг; S – площадь сечения выработки в свету, м²; $l_{\text{п}}$ – проектная или критическая длина выработки, м; $k_{\text{обв}}$ – коэффициент, учитывающий обводненность выработки, при проведении выработки по сухим породам $k_{\text{обв}} = 0,8$, частично по водоносным породам $k_{\text{обв}} = 0,6$, по водоносным породам $k_{\text{обв}} = 0,3$; $k_{\text{ут}}$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха в вентиляционном трубопроводе.

3. По выхлопным газам двигателей внутреннего сгорания (ДВС)

$$Q_d = \sum_{i=1}^{n_d} B_{\text{ми}} N_{\text{ди}} / 60,$$

где n_d – число одновременно работающих в шахте машин с ДВС; $N_{\text{д}}$ – номинальная мощность ДВС, кВт; $B_{\text{м}}$ – норма воздуха на 1 кВт мощности ДВС, м³/мин, для бензиновых ДВС $B_{\text{м}} = 8,2$ м³/мин, для дизельных ДВС $B_{\text{м}} = 6,8$ м³/мин.

4. По тепловому фактору

$$Q_d = T_{\text{общ}} / [3600 \rho c_y (t_y - t_{\text{п}})],$$

где $T_{\text{общ}}$ – общее тепловыделение в выработку, кДж/ч; ρ – плотность воздуха, кг/м³; c_y – удельная теплоемкость воздуха, кДж/(кг·с);

t_y и t_n – температура воздуха, выходящего из выработки и поступающего в выработку, °С.

Выходные параметры программы расчетов: относительная метанообильность выработок i -го пласта; расход воздуха по газовому фактору для проветривания выработок i -го пласта при максимальной депрессии и минимальной депрессии; расход воздуха, необходимый для разжижения метана до допустимой концентрации в исходящей из шахты струе воздуха; расход воздуха для проветривания шахты по другим (кроме метановыделения) факторам при максимальной и минимальной депрессии; расход воздуха для проветривания шахты по газовому фактору при максимальной и минимальной депрессии; расчетный расход воздуха для проветривания шахты при максимальной и минимальной депрессии.

9. ЗАТРАТЫ НА ВЕНТИЛЯЦИЮ ШАХТЫ (программа *dv20*)

Стоимостные параметры на вентиляцию шахты разработаны институтами «Днепрогипрошахт», «Центрогипрошахт», «Ростовгипрошахт». Для оценки затрат на вентиляцию шахты необходимо знать схему вентиляции шахты, число вентиляторов главного проветривания, расходы воздуха и депрессию каждой вентиляционной установки (рис.12).

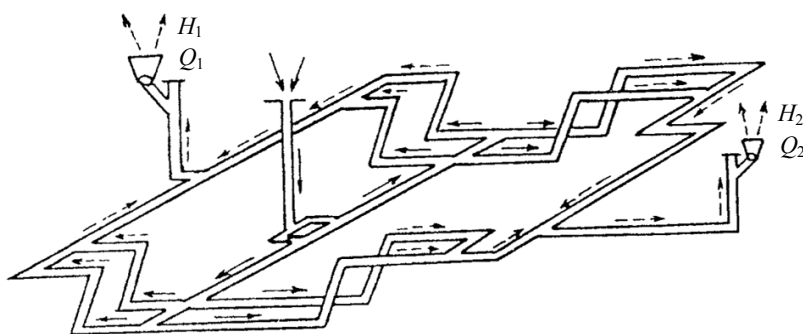


Рис.12. Пример схемы вентиляции шахты двумя вентиляторами главного проветривания

Исходные данные для расчета затрат на вентиляцию шахты следующие:

1. Количество вентиляторов главного проветривания n	2
2. Максимальная депрессия i -й вентиляционной установки H_i , Па:	
H_1	2280
H_2	3200
3. Производительность по воздуху i -й вентиляционной установки Q_i , м ³ /с:	
Q_1	180
Q_2	240
4. Производственная мощность шахты $A_{ш}$, тыс.т/год.....	1500
5. Промышленные запасы шахтного поля $Z_{ш}$, тыс.т.....	44000

Выходными параметрами программы расчетов являются капитальные затраты на вентиляцию шахты, учитывающие: горные работы (проведение вентиляционных шурфов, гезенков, скважин, проходимых на отдельных участках исключительно или преимущественно для целей вентиляции, подземные камеры для вентиляторов, кроссинги, перемычки, вентиляционные двери), строительство зданий и сооружений (зданий главных вентиляторов, фундаментов под вентиляторы и диффузоры, вентиляционных каналов, зданий калориферов, фундаментов под калориферы и калориферные каналы), приобретение оборудования (главные вентиляторы, вентиляционные трубы, оборудование калориферов); эксплуатационные расходы на электроэнергию и амортизацию оборудования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аэрология горных предприятий: Учебник для вузов / К.З.Ушаков, А.С.Бурчаков, Л.А.Пучков, И.И.Медведев. М.: Недра, 1987. 421 с.
2. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985. 244 с.
3. Васильев А.В. Моделирование на ЭВМ процессов проветривания и дегазации выемочных участков угольных шахт: Учебное пособие / А.В.Васильев, К.Г.Синопальников; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1993. 123 с.
4. Васильев А.В. Проветривание и дегазация угольных шахт: Компьютерный практикум / А.В.Васильев, К.Г.Синопальников; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 2004. 65 с.
5. Горная техника 2004: Каталог-справочник. СПб: ООО «НП-Проект», 2004. 153 с.
6. Жигалов М.Л. Технология, механизация и организация подземных горных работ: Учебник для вузов / М.Л.Жигалов, С.А.Ярунин. М.: Недра, 1990. 423 с.
7. Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник. М.: Изд-во Московского горного ун-та, 2000. 471 с.
8. Методические документы по определению нагрузок на очистные забои угольных шахт / Ин-т горного дела им. А.А.Скочинского. М., 1980. 140 с.
9. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М.Панин, И.А.Ковалев. М.: Недра, 1984. 181 с.
10. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ-05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 / Колл. авт. М.: Федеральное государственное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности», 2005. 296 с.
11. Проектирование вентиляции угольных шахт: Методические указания по дипломному проектированию для студентов горных специальностей / Санкт-Петербургский горный ин-т. Сост. К.Г.Синопальников. СПб, 1995. 86 с.
12. Разработка вопросов вентиляции рудников в дипломных проектах: Методические указания / Санкт-Петербургский горный ин-т. Сост. Н.А.Хохлов. СПб, 1995. 48 с.
13. Решение вентиляционных задач на ЭВМ с помощью программ С1, С2, С3 и С4: Методические указания / Санкт-Петербургский горный ин-т. Сост.: К.Г.Синопальников, Д.А.Синопальников. СПб, 2002. 26 с.
14. Рудничная вентиляция: Справочник. М.: Недра, 1988. 440 с.
15. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Мак-НИИ. Макеевка – Донбасс, 1989. 320 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
1. Расход воздуха для проветривания блоков при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород (программа <i>dv05</i>)	4
2. Расход воздуха для проветривания камер свободными турбулентными струями (программа <i>dv06</i>).....	7
3. Проветривание выемочных участков при слоевой отработке мощных пологих угольных пластов (программа <i>dv08</i>)	10
4. Проветривание выемочных участков при щитовой системе разработки мощных крутых угольных пластов (программа <i>dv13</i>)	22
5. Максимально допустимая нагрузка на лаву по фактору газовыделения в угольных шахтах (программа <i>dv16</i>).....	24
6. Оценка размеров выемочного участка по газовому фактору (программа <i>dv17</i>)	28
7. Определение оптимальной длины лавы по экономическим факторам (программа <i>dv18</i>).....	35
8. Расход воздуха для проветривания угольной шахты (программа <i>dv19</i>)	38
9. Затраты на вентиляцию шахты (программа <i>dv20</i>).....	42
Библиографический список.....	44