

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования  
**«КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
имени Т. Ф. ГОРБАЧЕВА»**

Кафедра строительства подземных сооружений, шахт и разработки  
месторождений полезных ископаемых

## **ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **Часть 1. Вскрытие и подготовка шахтного поля**

Методические указания к лабораторным работам для студентов  
специальности 21.05.04 «Горное дело», образовательная  
программа «Подземная разработка пластовых месторождений»,  
всех форм обучения

Составители К. А. Филимонов  
Д. В. Зорков

Утверждены на заседании кафедры  
Протокол № 24 от 15.02.2016  
Рекомендованы к печати  
учебно-методической комиссией  
специализации 21.05.04.01  
Протокол № 1/16 от 15.02.2016  
Электронная копия находится  
в библиотеке КузГТУ

Кемерово 2016

## Общие положения

Дисциплина «Подземная разработка пластовых месторождений» является важнейшей в учебном плане специализации 21.05.04.01 «Подземная разработка пластовых месторождений». В рамках этой дисциплины, в течение трёх семестров, студенты получают расширенные теоретические знания и практические навыки по своей будущей профессии. Данные методические указания используются в первом семестре изучения дисциплины. Их цель – формирование у студентов навыков практического выполнения основных инженерно-технических изысканий по проектированию технологической схемы шахты в части вскрытия и подготовки шахтного поля. Лабораторные работы предполагают выполнение расчётных и графических индивидуальных заданий. Учебный материал, рассматриваемый в методических указаниях, подготавливает студентов к самостоятельному выполнению курсового проекта. Знание вопросов вскрытия, подготовки шахтных полей и владение методами разработки технической документации по этому вопросу являются обязательными требованиями ФГОС [1] к содержанию данной дисциплины. Грамотные инженерно-технические решения, заложенные при проектировании вскрытия и подготовки, являются основой успешного выполнения шахтой главной производственной задачи – добычи угля на уровне проектных показателей при соблюдении безопасности горных работ.

В настоящее время в мировой и отечественной угольной промышленности основная часть подземной добычи осуществляется на пластах пологого и наклонного залегания. Такие пласты характерны для большинства действующих шахт и перспективных месторождений. Поэтому исходные данные составлены для пластов пологого и наклонного залегания. Особенности вскрытия и подготовки пластов крутонаклонного и крутого залегания и соответствующие расчёты представлены в практикуме [2].

Расчётные части лабораторных работ оформляются на листах формата А4 шрифтом Times New Roman Cyr 14 пт, все поля по 20 мм. Графические части работ должны быть выполнены на ПК в графической программе или вручную в соответствии с правилами инженерной графики и требованиями, предъявляемыми к горнографической документации. Правильно выполненные работы защищаются на контрольных неделях путём ответа на вопросы.

## Лабораторная работа № 1

### Шахтное поле

Цель работы: приобретение навыков графического изображения шахтного поля.

### Теоретические положения

Каждая шахта ведёт горные работы в пределах определённой части земной коры. В связи с этим различают следующие понятия: горный отвод, шахтное поле, земельный отвод. Горный отвод – это часть недр, от пластов до поверхности, предоставленная горнодобывающему предприятию для промышленной разработки. Шахтное поле – это часть месторождения полезных ископаемых, выделенная для разработки одной шахте. Земельный отвод – это часть земной поверхности, которая передаётся горнодобывающему предприятию во временное пользование. Каждое шахтное поле имеет индивидуальную конфигурацию, характеризуемую несколькими параметрами. Этими параметрами являются (рис. 1.1):

$S$  – размер по простиранию, м или км;

$H$  – размер по падению, м или км;

$n$  – число пластов, шт.;

$m$  – мощность пластов, м;

$l$  – расстояние между пластами, м;

$\alpha$  – угол падения, град.

Шахтное поле имеет следующие границы: верхнюю (по восстанию), нижнюю (по падению) и боковые (по простиранию).

Верхняя граница обычно образуется выходами пластов под наносы или кровлей верхнего пласта. Это реальная граница пласта. Другие границы могут приниматься с учётом расположения в недрах крупных геологических нарушений, охранных целиков, границами соседних горных предприятий и т. д. Они, как правило, условные, т. к. месторождение простирается и за этими границами.

На вертикальном разрезе шахтного поля изображают схему вскрытия. На плане – план горизонта, план выходов пластов под наносы, схему подготовки шахтного поля, горизонтальную схему вскрытия. На виде в плоскости пласта изображают систему разработки, план горных работ по пласту, план подсчёта запасов по пласту, горнотехнический прогноз по пласту и т. д.

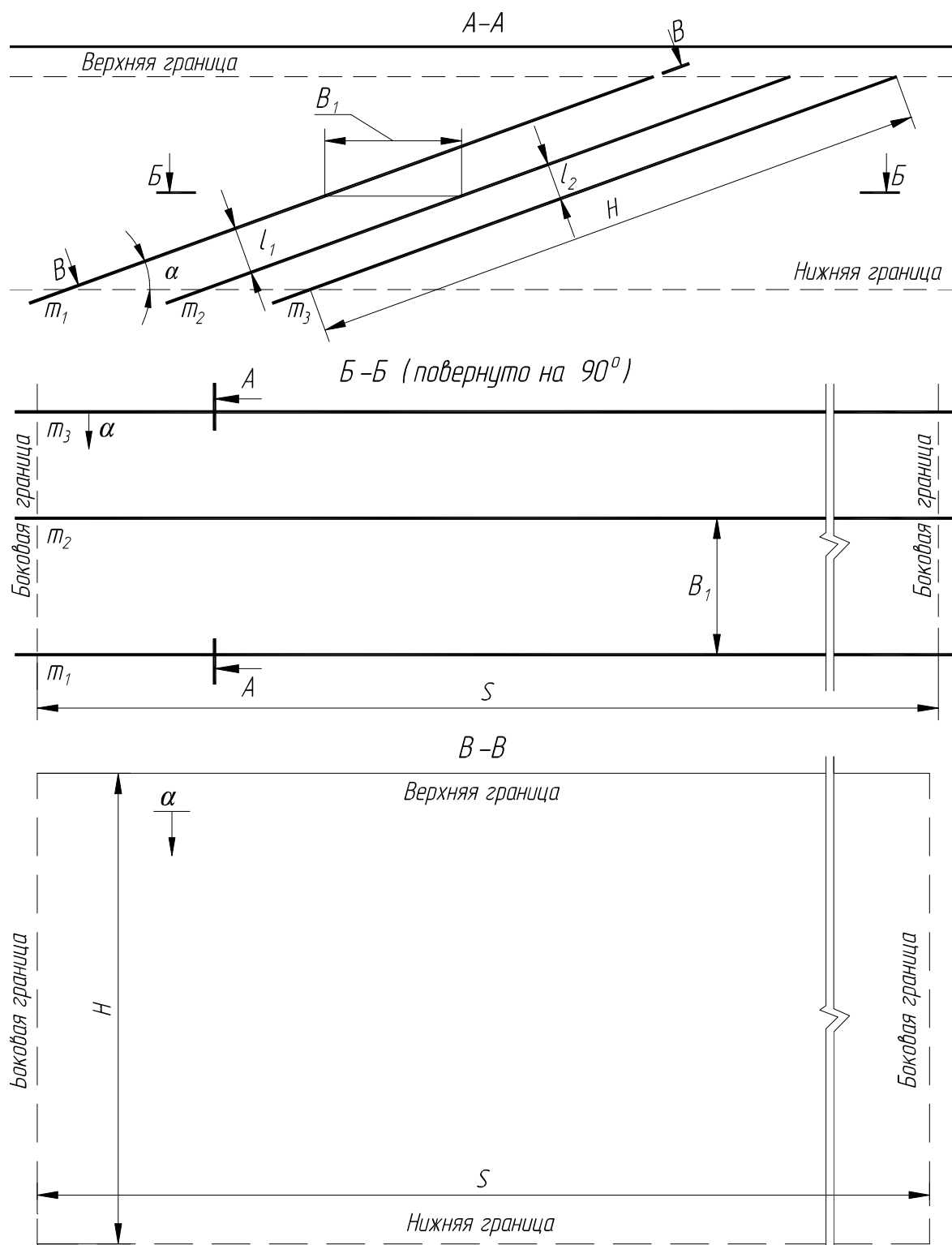


Рис. 1.1. Моноклинальное залегание пластов с углом падения более  $12^\circ$   
 $A-A$  – вертикальный разрез;  $B-B$  – план горизонта;  $V-V$  – вид в плоскости пласта

Несмотря на индивидуальность шахтных полей, можно выделить пять основных их конфигураций в зависимости от угла падения пластов и наличия складчатости, характерных для боль-

шинства угольных шахт. Первая конфигурация (рис. 1.1) представляет собой моноклиналиное залегание пластов с углом падения более  $12^\circ$ . Такую конфигурацию называют «классическое шахтное поле». Особенности этой конфигурации: приблизительно одинаковые размеры  $S$  и  $H$  пластов; размер  $H$  ограничен горизонтальной плоскостью (нижней границей).

Следующая распространённая конфигурация представлена на рис. 1.2. Особенности этой конфигурации: различный размер  $H$  пластов, который ограничен вертикальной плоскостью, при этом нижней границей является почва нижнего пласта.

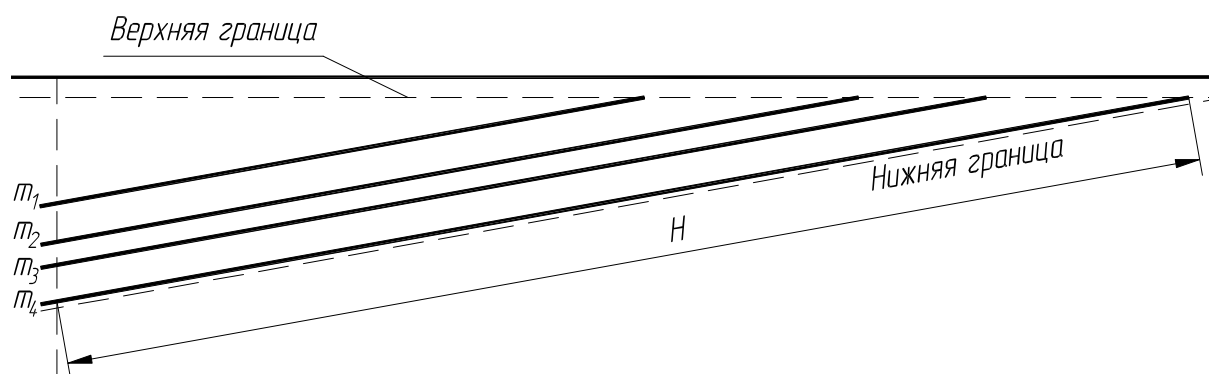


Рис. 1.2. Моноклиналиное залегание пластов с углами падения от  $7$  до  $12^\circ$

Некоторые шахты, разрабатывающие пологие пласты с небольшим углом падения, а также горизонтальные пласты имеют шахтные поля с конфигурацией, представленной на рис. 1.3. Особенность такой конфигурации – отсутствие выходов пластов под наносы. Нижней границей шахтного поля является почва нижнего пласта. По падению и восстанию пласты ограничены вертикальными плоскостями Верхней границей является кровля верхнего пласта.

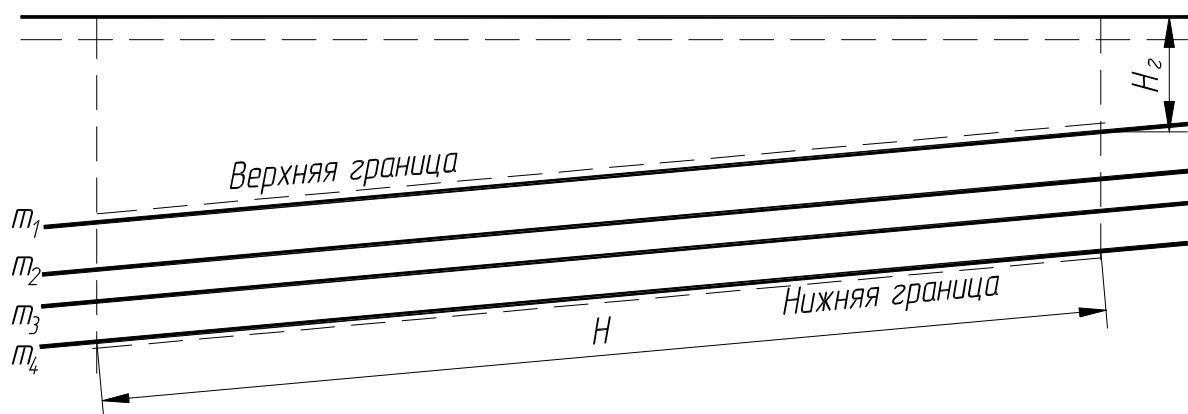


Рис. 1.3. Моноклиналиное залегание пластов с углами падения  $\alpha \leq 6^\circ$

Для многих угольных шахт характерно залегание шахтопластов в виде складок, особенно синклиналий. Верхней границей шахтного поля в виде синклиналий является выход пластов под наносы, а нижней – почва нижнего пласта (рис. 1.4). У антиклинальных складок другая особенность. Для них характерно отсутствие выходов пластов под наносы у каждого пласта. Выход под наносы может быть только у верхнего (верхних) пласта. Нижняя граница такого шахтного поля – горизонтальная плоскость, верхняя граница – кровля верхнего пласта (рис. 1.5).

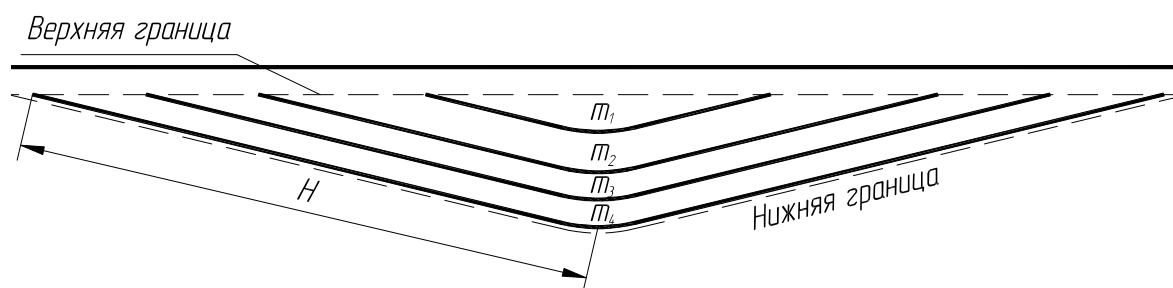


Рис. 1.4. Синклинальное залегание

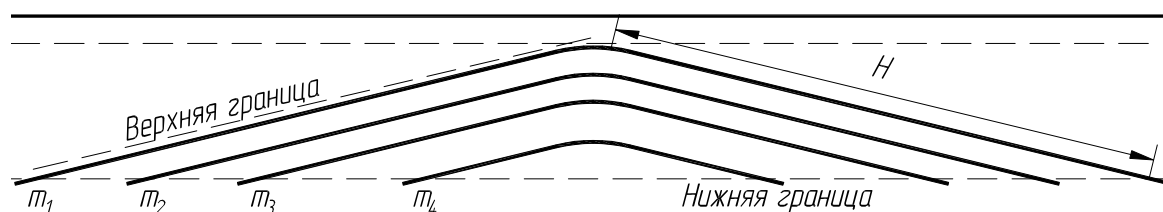


Рис. 1.5. Антиклинальное залегание

Общая особенность складчатых конфигураций – различные размеры по падению пластов  $H$  в крыльях складки.

Размер пластов по простиранию в пределах шахтного поля может быть приблизительно одинаковый (рис. 1.1, Б – Б) или разный (рис. 1.6).

Представленное деление на конфигурации шахтных полей в зависимости от угла падения пласта является условным. Нормативные документы горной промышленности не содержат требований по этому вопросу. Существуют шахтные поля, частично соответствующие представленной классификации. Например, шахтное поле с конфигурацией, представленной на рис. 1.2, может содержать пласты с углом падения более  $12^\circ$ .

Многие шахтные поля включают в себя пласты с изменяющимся углом падения и криволинейной проекцией линии про-

стирания на горизонтальную плоскость. В рамках данной дисциплины не предполагается построение в учебных работах таких шахтных полей. Эти вопросы рассматриваются в дисциплине «Компьютерное моделирование пластовых месторождений».

По мере возможности, шахтному полю стараются придать такое расположение границ, чтобы пласты имели прямоугольную форму и размер  $S$  пластов был одинаковый (рис. 1.1). Такие шахтные поля наиболее удобны для разработки.

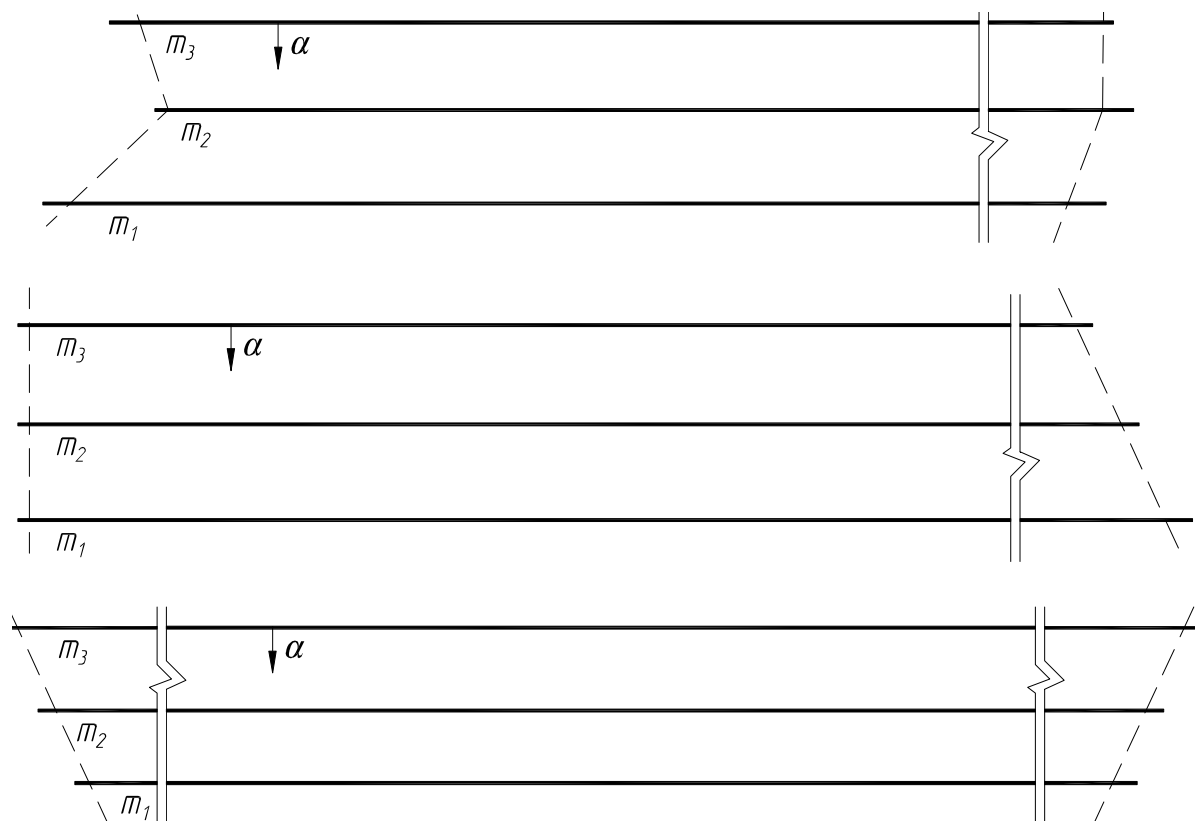


Рис. 1.6. Примеры шахтных полей при различном размере  $S$  пластов

### Порядок выполнения работы

Выполнение работы заключается в построении на бумаге формата А2 шахтного поля с параметрами, указанными в индивидуальном задании (табл. 1.1). Допускается выполнение работы в графической программе с последующим представлением распечатанных чертежей на бумаге формата А2. Необходимо построить две проекции: вертикальный разрез и план горизонта (или план, построенный по наклонной плоскости). Для успешного выполнения работы рекомендуется разбить её на последовательно выполняемые этапы:

- изучение теоретических положений;
- изучение исходных данных с целью определения конфигурации шахтного поля в конкретном варианте;
- изучение исходных данных с целью определения оптимального масштаба для построения каждой проекции в пределах формата А2;
- построение вертикального разреза;
- построение плана горизонта или плана по наклонной плоскости;
- определение размер по падению каждого пласта (для моноклиналильного залегания пластов с углами падения от 7 до 12°).

Чертеж необходимо подписать (ФИО, группа, вариант), указать масштаб обеих проекций и поместить рядом с проекциями исходные данные своего варианта.

В данной работе предполагается построение шахтного поля одной из трёх конфигураций, представленных на рис. 1.1, 1.2, 1.3. После установления своей конфигурации следует подобрать оптимальный масштаб для изображения вертикального разреза. В чертежах реальных горных предприятий для таких разрезов, как правило, используют масштаб 1:2000. В учебных работах чаще всего применяют масштаб 1:5000 или 1:10000. Выбранный масштаб должен, с одной стороны, обеспечивать как можно более крупное, а с другой – полное (в т. ч. без разрывов) изображение вертикального разреза на листе. Построение вертикального разреза для классического шахтного поля рекомендуется выполнить в такой последовательности:

- в верхней части листа изобразить поверхность, затем на расстоянии  $H_r$  ниже – верхнюю границу шахтного поля;
- провести вспомогательную линию под углом, равным углу падения пласта (её длина должна быть чуть больше размера  $H$ );
- отложить на вспомогательной линии размер шахтного поля по падению  $H$ ;
- провести нижнюю границу шахтного поля и стереть вспомогательную линию;
- изобразить пласт  $m_1$  так, чтобы он пересекал нижнюю границу на расстоянии 2÷3 см от левого края бумаги;
- изобразить оставшиеся пласты.

Для вариантов с углами падения от 7 до 12° в исходных данных указан размер по падению пласта  $m_5$ . Размер по прости-



ранию остальных пластов можно определить из построения или по правилам геометрии. Эти размеры нужно записать на листе вместе с исходными данными. Они понадобятся для выполнения следующих работ. Последовательность построения для шахтного поля такой конфигурации следующая:

- в верхней части листа изобразить поверхность, затем на расстоянии  $H_r$  ниже – верхнюю границу шахтного поля;
- на расстоянии 3÷4 см от правого края бумаги от верхней границы вниз провести линию под заданным углом падения длиной чуть больше размера  $H$  (это будет пласт  $m_5$ );
- отложить на линии размер  $H$ ;
- провести до поверхности пунктирную линию, обозначающую условную вертикальную плоскость, ограничивающую пласты по падению;
- изобразить остальные пласты.

Для вариантов с углами падения до  $6^\circ$  в исходных данных под глубиной верхней границы понимается не глубина наносов (так как пласты не имеют выход под наносы), а расстояние от поверхности до верхней границы пласта  $m_1$  (см. рис. 1.3). Последовательность построения для шахтного поля этой конфигурации следующая:

- в верхней части листа изобразить поверхность и границу наносов (мощность наносов принять 40÷50 м);
- на расстоянии 2÷3 см от правого края бумаги от поверхности вниз провести пунктирную линию, обозначающую условную вертикальную плоскость, ограничивающую пласты по восставанию;
- отложить на линии расстояние  $H_r$ ;
- с глубины  $H_r$  вниз провести линию под заданным углом падения длиной чуть больше размера  $H$  (это будет пласт  $m_1$ );
- отложить на линии размер  $H$ ;
- провести вверх до поверхности и на произвольное расстояние вниз пунктирную линию, обозначающую условную вертикальную плоскость, ограничивающую пласты по падению;
- изобразить остальные пласты.

Для классического шахтного поля строят план горизонта. Для этого необходимо определить величины проекций расстояний между пластами  $l$  на горизонтальную плоскость. Это размер

$B$  на рис. 1.1. Его можно определить из построения или вычислить по правилам геометрии.

Для конфигураций, представленных на рис. 1.2 и 1.3, рекомендуется вместо плана горизонта показать сечение (план) по наклонной плоскости. Это связано с тем, что при таких конфигурациях шахтных полей параметры шахтного поля могут не обеспечивать выходы всех пластов на один горизонт. Для таких шахтных полей целесообразно применять безгоризонтные схемы вскрытия. Схема подготовки в этом случае строится в плоскости наклонной вскрывающей выработки (наклонного ствола или квершлага), проведённой под углом до  $18^\circ$ . Поэтому для таких шахтных полей и рекомендуется строить план по плоскости, наклоненной под  $18^\circ$  к горизонтали (рис. 5.3 и 5.5).

Размер пластов по простиранию, как правило, значительно больше, чем по падению. Поэтому допускается для изображения плана применять более мелкий масштаб, по сравнению с масштабом вертикального разреза. Кроме того, в большинстве вариантов при построении плана потребуются разрывы по простиранию пластов, так как размер шахтного поля по простиранию будет больше размера листа формата А2.

Если в исходных данных указан различный размер  $S$  по пластам, то при построении плана допускается произвольно принять относительное расположение пластов по простиранию (один из вариантов, представленных на рис. 1.6, или другой). При этом разрывы и боковые границы шахтного поля должны быть показаны так, чтобы разница в размерах  $S$  по пластам чётко соответствовала указанному масштабу.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите параметры шахтного поля.
2. Что может являться верхней (нижней) границей шахтного поля?
3. Чем может быть ограничен размер пластов по падению (восстанию)?
4. Что изображают на вертикальном разрезе шахтного поля?
5. Какое шахтное поле наиболее удобное для разработки?

Таблица 1.1

## Исходные данные для выполнения лабораторных работ № 1, 2, 3, 4, 6

№ варианта	Мощность пластов, м					Угол падения $\alpha$ , град	Расстояние между пластами, м				Размеры шахтного поля, м		Глубина верхней границы $H_r$ , м	Осложняющие факторы*	Природная газоносность пластов, м <sup>3</sup> /т с.б.м.		Годовая производственная мощность шахты $A_r$ , млн. т
	$m_1$	$m_2$	$m_3$	$m_4$	$m_5$		$l_1$	$l_2$	$l_3$	$l_4$	$S$	$H$			$x_1$	$x_2$	
1	2,1	0,5	2,8	3,0	2,2	10	40	65	30	40	6000	3000	30	С	3,4	7,3	2,7
2	2,5	0,6	2,0	1,5	1,8	13	70	50	60	80	7500	2700	40	Н	4,9	8,3	2,8
3	1,8	2,6	3,5	0,8	2,2	15	40	50	70	35	$S_1$ 6000 $S_2$ 5700 $S_3$ 5400 $S_4$ 5100 $S_5$ 4800	1600	50	Н	9,8	–	2,1
4	3,3	0,7	2,7	3,5	4,0	3	30	40	60	70	8000	1800	120	Н	3,2	6,9	3,6
5	3,5	2,6	3,4	0,9	2,9	12	35	70	120	60	7800	2500	40	Н	5,2	9,7	2,2
6	1,9	2,4	0,5	2,0	2,6	25	40	30	50	90	$S_1$ 7200 $S_2$ 6900 $S_3$ 6600 $S_4$ 6300 $S_5$ 6000	2300	45	П	6,4	9,2	2,6
7	4,4	0,4	3,5	3,9	4,2	22	30	60	70	80	6000	1400	50	Н	4,5	–	3,3
8	2,1	0,5	1,9	1,6	2,4	5	85	120	70	150	5400	1200	220	В	6,3	13,4	2,0
9	2,3	2,8	0,5	2,4	1,7	4	45	85	35	60	$S_1$ 6200 $S_2$ 5900 $S_3$ 5600 $S_4$ 5300 $S_5$ 5300	1900	205	С	6,1	12,5	2,2

Продолжение табл. 1.1

№ варианта	Мощность пластов, м					Угол падения $\alpha$ , град	Расстояние между пластами, м				Размеры шахтного поля, м		Глубина верхней границы $H_r$ , м	Осложняющие факторы*	Природная газоносность пластов*, м <sup>3</sup> /т с.б.м.		Годовая производственная мощность шахты $A_r$ , млн. т	
	$m_1$	$m_2$	$m_3$	$m_4$	$m_5$		$l_1$	$l_2$	$l_3$	$l_4$	$S$	$H$			$x_1$	$x_2$		
10	2,5	2,3	0,8	2,1	1,7	8	25	70	50	120	7000	2700	65	В	6,1	13,1	2,0	
11	2,5	1,8	3,5	0,9	2,2	4	60	30	20	80	7500	2200	90	Н	3,4	7,6	2,6	
12	2,7	0,6	3,0	3,5	2,5	20	40	70	30	20	$S_1$	5600	2100	35	В	8,2	13,4	2,4
											$S_2$	5900						
											$S_3$	6100						
											$S_4$	6300						
											$S_5$	6500						
13	2,5	0,5	2,1	1,7	2,4	4	70	50	80	30	6200	1300	120	П	4,0	8,6	2,8	
14	3,6	4,1	3,8	0,6	4,5	11	50	110	30	60	7600	2400	60	Н	4,4	8,2	3,5	
15	2,0	1,8	2,5	0,9	1,5	18	80	70	90	35	$S_1$	6300	2400	40	Н	5,0	10,3	2,2
											$S_2$	6000						
											$S_3$	6000						
											$S_4$	6400						
											$S_5$	7400						
16	3,3	2,9	2,5	0,8	2,8	17	70	40	30	50	6500	1600	30	С	4,4	–	2,4	
17	3,5	2,8	0,9	2,2	2,5	19	50	30	20	30	6500	2400	50	П	7,4	11,7	3,2	
18	1,6	1,9	0,7	2,8	3,1	9	50	40	70	30	5800	2600	50	В	7,5	13,7	1,8	
19	3,2	2,9	3,4	0,3	2,6	14	80	70	50	62	7800	2800	40	Н	4,4	8,1	2,6	
20	1,7	1,9	2,2	0,6	2,9	7	40	50	80	30	8000	2800	50	Н	5,6	10,3	2,3	
Пример	1,9	2,3	0,6	2,0	2,6	10	40	50	60	36	6700	2300	40	В	6,8	10,2	2,6	

\* *Примечания: Н – крупные геологические нарушения; П – самовозгорающиеся пласты; С – неустойчивые вмещающие породы; В – выбросоопасность. Для вариантов № 4, 8, 9, 10, 11, 13, 18, 20 значения  $x_1$  и  $x_2$  – газоносность, соответственно, верхних и нижних пластов свиты, для остальных вариантов – первой и второй выемочной ступени.*

## Лабораторная работа № 2

### Определение промышленных запасов шахтного поля

Цель работы: приобретение навыков определения промышленных запасов.

### Теоретические положения

Количество полезного ископаемого, находящееся в недрах его месторождения, называют запасами ( $t, м^3$ ). Различают несколько категорий запасов и потерь в шахтном поле.

Общие запасы месторождения (шахтного поля) называют геологическими. Геологические запасы ( $Z_{\text{геол}}$ ) делят на балансовые ( $Z_{\text{бал}}$ ) и забалансовые ( $Z_{\text{заб}}$ ). Забалансовые запасы – запасы, которые разведаны и изучены, но отработка которых нецелесообразна при современном уровне развития техники, технологии добычи и обогащения (причины: малая мощность пластов, сложность залегания, высокая зольность).

Балансовые запасы – разведанные и изученные запасы, отработка которых целесообразна в настоящее время. Однако не все балансовые запасы будут извлечены. Принято делить балансовые запасы: на промышленные запасы ( $Z_{\text{пр}}$ ), запасы нецелесообразные к отработке ( $Z_{\text{пн}}$ ) и проектные потери ( $Z_{\text{п}}$ ).

Промышленными запасами называют часть балансовых запасов, которые подлежат непосредственному извлечению и выдаче на поверхность.

Запасы, нецелесообразные к отработке, – участки балансовых шахтопластов, особенно при их неправильной конфигурации, которые нецелесообразно отрабатывать по технологии, применяемой по данной шахте (участки небольшой площади, непрямоугольной формы, с большим углом падения). Хотя эти участки шахтопласта не несут в себе функцию охранных целиков, их могут оставлять из-за нецелесообразности разработки.

Различают следующие виды потерь:

- общешахтные  $Z_{\text{по}}$ ;
- эксплуатационные  $Z_{\text{пэ}}$ ;
- потери у крупных геологических нарушений  $Z_{\text{пг}}$ .

В основном потери – это целики различного назначения.

Общешахтные потери – потери в целиках:

- а) барьерных (между соседними шахтными полями, у затопленных зон и т. д.);
- б) под охранные объекты на поверхности;
- в) под вскрывающие и подготовительные горные выработки, имеющие общешахтное значение.

Эксплуатационные потери:

- а) в целиках, зависящих от применяемой системы разработки (охрана выемочных выработок, «клинья»);
- б) потери по мощности пласта при его неполной выемке;
- в) потери угля от переизмельчения при транспортировке от забоя до поверхности.

Также оставляют целики у крупных геологических нарушений ( $Z_{\text{гг}}$ ), переход которых очистным комплексом затруднителен или невозможен.

### Порядок выполнения работы

Подсчёт запасов и потерь в отечественной угольной промышленности регламентируется специальным нормативным документом [3]. Подсчёт запасов и потерь для реального шахтного поля является сложнейшей инженерной задачей, требующей специального программного обеспечения и большого количества исходных данных. В данной работе рекомендуется воспользоваться упрощённой методикой, позволяющей качественно учесть все категории запасов и потерь в соответствии с требованиями документа [3], при этом количественно определить их значения по формулам, подходящим для шахтных полей с пластами прямоугольной формы и выдержанными элементами залегания (соответствует учебным шахтным полям, представленным в табл. 1.1).

Запасы шахтного поля можно определить по формуле

$$Z_{\text{к}} = \sum_{i=1}^n (S_i H_i m_i) \gamma_{\text{ср}}, \quad (2.1)$$

где  $Z_{\text{к}}$  – категория запасов (геологические  $Z_{\text{геол}}$ , забалансовые  $Z_{\text{заб}}$ , балансовые  $Z_{\text{бал}}$ ), т;  $S_i$  – размер  $i$ -го пласта в пределах шахтного поля по простиранию, м;  $H_i$  – то же по падению, м;  $m_i$  – мощность

$i$ -го пласта, м;  $\gamma_{\text{ср}}$  – средняя плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $n$  – число шахтопластов соответственно общее, забалансовых и балансовых.

Вначале рекомендуется определить геологические запасы  $Z_{\text{геол}}$ , затем забалансовые  $Z_{\text{заб}}$ . Кондиционные требования к запасам углей регламентируются рядом нормативных документов [3, 4, 5] и др. Подробное ознакомление с этими требованиями входит в компетенции дисциплин «Горное право» и «Геодезия и маркшейдерия», которые были изучены ранее.

Кондиционные требования зависят от марки угля, зольности и могут отличаться у разных месторождений. Поскольку марка и зольность угля не задаются в исходных данных к проекту, рекомендуется все пласты мощностью менее 1 м отнести к забалансовым (нерабочими).

Балансовые запасы можно также определить по формуле (2.1) или как разницу между геологическими и забалансовым запасами:

$$Z_{\text{бал}} = Z_{\text{геол}} - Z_{\text{заб}}, \quad (2.2)$$

где  $Z_{\text{бал}}$  – балансовые запасы, т;  $Z_{\text{геол}}$  – геологические запасы, т;  $Z_{\text{заб}}$  – забалансовые запасы, т.

Промышленные запасы являются главной искомой величиной этой работы:

$$Z_{\text{пр}} = Z_{\text{бал}} - Z_{\text{п}} - Z_{\text{но}}, \quad (2.3)$$

где  $Z_{\text{пр}}$  – промышленные запасы, т;  $Z_{\text{бал}}$  – балансовые запасы, т;  $Z_{\text{п}}$  – проектные потери, т;  $Z_{\text{но}}$  – нецелесообразные к отработке запасы, т.

Проектные потери в шахтном поле определяют по формуле

$$Z_{\text{п}} = Z_{\text{по}} + Z_{\text{пг}} + Z_{\text{пэ}}, \quad (2.4)$$

где  $Z_{\text{п}}$  – проектные потери, т;  $Z_{\text{по}}$  – общешахтные потери, т;  $Z_{\text{пг}}$  – потери у крупных геологических нарушений, т;  $Z_{\text{пэ}}$  – эксплуатационные потери, т.

Потери  $Z_{\text{по}}$  и  $Z_{\text{пг}}$  для пологих и наклонных пластов могут быть ориентировочно определены из следующих соотношений:

$$Z_{\text{по}} = (0,01 \div 0,02)Z_{\text{бал}}; \quad (2.5)$$

$$Z_{\text{пг}} = (0,01 \div 0,02)Z_{\text{бал}}. \quad (2.6)$$

В дальнейшем, при дипломном проектировании, студенты, имея относительно подробную геологическую характеристику шахтного поля, будут иметь возможность более точно определять значения  $Z_{\text{по}}$  и  $Z_{\text{пг}}$ .

Эксплуатационные потери приблизительно можно определять с помощью коэффициента эксплуатационных потерь  $k_{\text{пэ}}$ :

$$Z_{\text{пэ}} = (Z_{\text{бал}} - Z_{\text{по}} - Z_{\text{пг}} - Z_{\text{но}})k_{\text{пэ}}, \quad (2.7)$$

где  $Z_{\text{пэ}}$  – эксплуатационные потери, т;  $Z_{\text{бал}}$  – балансовые запасы, т;  $Z_{\text{по}}$  – общешахтные потери, т;  $Z_{\text{пг}}$  – потери у крупных геологических нарушений, т;  $Z_{\text{но}}$  – нецелесообразные к отработке запасы, т;  $k_{\text{пэ}}$  – коэффициент эксплуатационных потерь ( $k_{\text{пэ}} = 0,10 \div 0,30$ ).

Коэффициент  $k_{\text{пэ}}$  может быть в некоторой степени конкретизирован в рамках данной работы. Для этого можно воспользоваться информацией, представленной в задании. Так, склонность пластов к самовозгоранию или неустойчивые вмещающие породы обязывают к выбору вариантов системы разработки с оставлением межлавных целиков для изоляции отработанного пространства или охраны выемочных выработок соответственно. Залегание пластов с углами более  $18^\circ$  вынуждает проводить панельные выработки под углом к линии падения пласта для обеспечения нормальных условий эксплуатации ленточных конвейеров. Это приводит к оставлению «клиньев» у панельных выработок, т. е. также увеличивает эксплуатационные потери.

Значение запасов  $Z_{\text{но}}$ , нецелесообразных для отработки, с достаточной точностью можно определить при решении вопросов раскройке шахтопластов на выемочные столбы путём суммирования всех участков шахтопласта, относящихся к данной категории согласно требованиям инструкции [3]. В данной работе не предполагается такая детализация исходных данных, поэтому для расчёта значения  $Z_{\text{но}}$  также воспользуемся упрощённой формулой:

$$Z_{\text{но}} = (0,01 \div 0,1)Z_{\text{бал}}, \quad (2.8)$$

где  $Z_{\text{но}}$  – нецелесообразные к отработке запасы, т;  $Z_{\text{бал}}$  – балансовые запасы, т.



После расчёта  $Z_{\text{бал}}$  и  $Z_{\text{пр}}$  можно определить коэффициент извлечения запасов и коэффициент потерь:

$$K_{\text{и}} = \frac{Z_{\text{пр}}}{Z_{\text{бал}}}, \quad (2.9), \quad K_{\text{п}} = 1 - K_{\text{и}}, \quad (2.10)$$

где  $K_{\text{и}}$  – коэффициент извлечения;  $Z_{\text{пр}}$  – промышленные запасы, т;  $Z_{\text{бал}}$  – балансовые запасы, т;  $K_{\text{п}}$  – коэффициент потерь.

В завершении работы необходимо сделать вывод с указанием основных результатов (см. пример).

### Пример выполнения работы

В шахтном поле пять пластов. Пласт  $m_3$  является забалансовым по причине малой мощности. Остальные четыре пласта являются балансовыми. Размер по падению пласта  $m_5$  составляет 2300 м (указан исходных данных). Размеры по падению остальных пластов определены из построения:  $H_4 = 2090$  м,  $H_3 = 1739$  м,  $H_2 = 1446$  м,  $H_1 = 1212$  м. Определяем геологические запасы шахтного поля с учётом того, что размер  $S$  у всех пластов одинаковый:

$$Z_{\text{геол}} = (1212 \cdot 1,9 + 1446 \cdot 2,3 + 1739 \cdot 0,6 + 2090 \cdot 2 + 2300 \cdot 2,6) \cdot 6700 \cdot 1,35 = 152245440 \text{ т.}$$

Забалансовые запасы подсчитываем по пласту  $m_3$ :

$$Z_{\text{заб}} = 1739 \cdot 0,6 \cdot 6700 \cdot 1,35 = 9437553 \text{ т.}$$

Далее определяем балансовые запасы:

$$Z_{\text{бал}} = 152245440 - 9437553 = 142807887 \text{ т.}$$

Рассчитываем все виды потерь и нецелесообразные к отработке запасы. При этом учитываем, что в шахтном поле присутствуют крупные геологические нарушения:

$$Z_{\text{по}} = 0,015 \cdot 142807887 = 2142118 \text{ т,}$$

$$Z_{\text{пт}} = 0,02 \cdot 142807887 = 2856157 \text{ т,}$$

$$Z_{\text{но}} = 0,04 \cdot 142807887 = 5712315 \text{ т.}$$

При определении коэффициента эксплуатационных потерь учитываем, что мощность пластов и горно-геологические условия позволяют применить бесцеликовый вариант столбовой системы разработки. Эксплуатационные потери при этом составят:

$$Z_{\text{по}} = (142807887 - 2142118 - 2856157 - 5712315) \cdot 0,1 = 13209729 \text{ т.}$$

Проектные потери в шахтном поле составят:

$$Z_{\text{п}} = 2142118 + 2856157 + 13209729 = 18208004 \text{ т.}$$

Теперь определяем промышленные запасы шахтного поля:

$$Z_{\text{пр}} = 142807887 - 18208004 - 5712315 = 118887568.$$

В завершении определяем коэффициенты извлечения и потерь:

$$K_{\text{и}} = \frac{118887568}{142807887} = 0,83, \quad K_{\text{п}} = 1 - 0,83 = 0,17.$$

*Вывод.* Промышленные запасы подсчитаны по четырём балансовым пластам и составляют 118887568 т. При этом коэффициент извлечения запасов составил 0,83, а коэффициент потерь 0,17.

### **Примеры контрольных вопросов**

1. Назовите категории запасов шахтного поля.
2. Назовите виды потерь угля в шахтном поле.
3. Какие запасы называют балансовыми?
4. По каким причинам запасы могут быть отнесены в категорию забалансовых?
5. Какие конкретно потери относят в эксплуатационные?

### **Лабораторная работа № 3 Определение основных технологических параметров шахты**

Цель работы: приобретение навыков определения основных технологических параметров шахты.

## Теоретические положения

Основными технологическими параметрами шахты являются: суточная нагрузка на очистной забой, количество рабочих дней в году, количество одновременно действующих очистных забоев на шахте, суточная добыча шахты, количество одновременно разрабатываемых пластов, срок отработки запасов. Все они в комплексе должны обеспечивать выполнение главного технологического параметра шахты – годовой производственной мощности.

Производственная мощность шахты – это количество полезного ископаемого добываемого в единицу времени (млн. т в год). Различают проектную и фактическую производственную мощность. Проектная мощность – величина обоснованная исходя из горно-геологических и горнотехнических условий, предполагаемых к использованию технологий и режима работы предприятия. Существуют различные методики определения проектной производственной мощности. На практике заказчик, как правило, указывает в задании на проектирование желаемую производственную мощность, а проектировщик закладывает инженерно-технические решения, способствующие её достижению. Фактическая производственная мощность определяется ежегодно как фактически добытое количество полезного ископаемого с учётом попутной добычи из проходческих забоев. Она может достигать проектного значения или быть меньше по каким-то причинам. Превышать проектное значение она не должна. Если ситуация на шахте позволяет добывать больше угля, чем проектная производственная мощность, то обязательно выполняется корректировка проектной документации, где обосновывается более высокая производственная мощность.

Более подробно вопросы обоснования годовой производственной мощности рассматриваются в дисциплине «Проектирование шахт». А в рамках данной дисциплины необходимо приобрести навыки определения основных технологических параметров шахты при известной (заданной) годовой производственной мощности в условиях конкретного шахтного поля.

Известно, что суточная нагрузка на очистной забой зависит от применяемого оборудования и газового фактора. Современное очистное оборудование, как правило, не является сдерживающим

фактором, особенно на высокогазоносных угольных шахтах. Соответственно, газовый фактор является главным ограничителем суточной добычи. Поэтому первый технологический параметр, который необходимо определить в этой работе, – суточная нагрузка по газовому фактору. Остальные параметры последовательно определяются с его использованием.

В настоящее время нагрузка по газовому фактору регламентируется руководством [6]. Эти требования рассматриваются в следующих разделах данной дисциплины и в дисциплине «Аэрология горных предприятий». Однако в контексте предварительного определения нагрузки на этапе проектирования вскрытия и подготовки в рамках учебной работы нормативная методика [6] имеет недостаток – расчёт является инженерной задачей, требующей большого количества исходных данных и предполагающей наличие всех технологических решений о ведении очистных работ (система разработки, схема проветривания и др.). Детализация этих решений является задачей дальнейших разделов данной дисциплины. Поэтому для определения нагрузки по газовому фактору в этой работе рекомендуется воспользоваться другой широко известной методикой [7], которая более подходит на данной стадии обучения.

### Порядок выполнения работы

В работе рассматривается методика определения основных параметров для шахт, разрабатывающих пологие и наклонные пласты с применением механизированных очистных комплексов.

Поскольку в исходных данных отражается увеличение газоносности с глубиной, расчёты по представленным далее формулам необходимо выполнить дважды – для бремсберговой  $A_{сг1}$  и уклонной  $A_{сг2}$  части (для верхних  $A_{сг1}$  и нижних  $A_{сг2}$  пластов свиты). Вначале находим среднее значение суточной нагрузки на очистной забой по газовому фактору [7]:

$$A_{сгi} = \frac{864 \cdot S_{л} \cdot V_{л} \cdot d}{q_i \cdot k_{ни}}, \quad (3.1)$$

где  $A_{сгi}$  – среднее значение нагрузки на очистной забой по газовому фактору, т;  $S_{л}$  – минимальная площадь поперечного сечения

призабойного пространства, свободная для прохода воздуха, м<sup>2</sup>;  $V_{\text{л}}$  – допустимая по ПБ [7] скорость движения воздуха в лаве, м/с;  $d$  – допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей струе лавы, %;  $q_i$  – ожидаемая относительная метанообильность очистной выработки (выемочного участка), т/м<sup>3</sup>;  $k_{\text{нi}}$  – коэффициент неравномерности газовыделения.

Минимальная площадь сечения призабойного пространства лавы может приблизительно быть рассчитана по формуле

$$S_{\text{л}} = (0,5 \div 0,6) B m_{\text{ср}}, \quad (3.2)$$

где  $S_{\text{л}}$  – минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства, свободная для прохода воздуха, м<sup>2</sup>;  $B$  – длина секции механизированной крепи (для большинства крепей 5 м), м;  $m_{\text{ср}}$  – средняя мощность рабочих (балансовых) пластов шахтного поля, м.

Определение относительной метанообильности очистных забоев  $q_i$  (или очистных участков) является основным элементом нормативного расчёта [6]. По указанным выше причинам в данном работе её значение рекомендуется определять упрощённым образом из ориентировочного соотношения

$$q_i \approx (0,4 \div 0,7) x_i, \quad (3.3)$$

где  $q_i$  – ожидаемая относительная метанообильность очистной выработки (выемочного участка) первой ( $q_1$ ) и второй ( $q_2$ ) выемочной ступени шахтного поля или верхних и нижних пластов свиты, м<sup>3</sup>/т;  $x_i$  – природная метаноносность рабочих пластов первой ( $x_1$ ) и второй ( $x_2$ ) выемочной ступени шахтного поля или верхних и нижних пластов свиты, м<sup>3</sup>/т с.б.м.

Формула (3.3) позволяет принципиально учесть применение дегазации. Если она предполагается, то значение в скобке следует принять меньше, а если не предполагается – больше. Разумеется, значения в скобке не являются коэффициентами дегазации. Если значение  $x_i$  менее 13 м<sup>3</sup>/т с.б.м. и для обеспечения заданного значения  $A_{\text{г}}$  достаточно одного забоя [формула (3.4)], то дегазацию можно не планировать.

Значение коэффициента неравномерности газовыделения  $k_{\text{н}}$  рекомендуется принимать из диапазона 1,4÷3,4. При газоносно-

сти  $q_i \geq 3 \text{ м}^3/\text{т}$  следует принимать значение 1,4, а при газоносности менее  $3 \text{ м}^3/\text{т}$  – значения большие, чем 1,4.

Расчётные значения количества одновременно действующих очистных забоев на шахте составят:

$$n_{pi} = \frac{A_{\Gamma} \cdot K_{\text{оч}}}{N \cdot A_{\text{сг}i}}, \quad (3.4)$$

где  $n_{pi}$  – расчётное число очистных забоев на шахте;  $A_{\Gamma}$  – годовая производственная мощность шахты, т;  $K_{\text{оч}}$  – коэффициент, учитывающий добычу угля из очистных забоев ( $K_{\text{оч}} = 0,9 \div 0,95$ );  $N$  – количество рабочих дней шахты в году;  $A_{\text{сг}i}$  – среднее значение нагрузки на очистной забой по газовому фактору, т/сут.

Количество рабочих дней шахты в году  $N$  принимается исходя из шести- или семидневной рабочей недели с учётом обязательных выходных дней в государственные праздники. Фактические значения  $n_i$  находим, округляя расчётные  $n_{pi}$  в большую сторону до целого числа. Средняя расчётная суточная нагрузка на очистной забой с учётом целого числа забоев составит:

$$A_{\text{ср}i} = \frac{A_{\Gamma} \cdot K_{\text{оч}}}{n_i \cdot N}, \quad (3.5)$$

где  $A_{\text{ср}i}$  – средняя расчётная суточная нагрузка на очистной забой, т;  $A_{\Gamma}$  – годовая производственная мощность шахты, т;  $K_{\text{оч}}$  – коэффициент, учитывающий добычу угля из очистных забоев;  $n_i$  – фактическое число одновременно действующих очистных забоев по шахте.

Далее определяются следующие параметры:

- количество одновременно разрабатываемых пластов,  $n_{\text{шп}}$ ;
- суточная добыча шахты  $A_{\text{ш}}$ ;
- суточная добыча с  $j$ -го шахтопласта  $A_{\text{шп}j}$ ;
- суточная нагрузка на очистной забой  $j$ -ого пласта  $A_{\text{сз}j}$ .

Если для достижения  $A_{\Gamma}$  достаточно одного забоя можно, сразу принять параметры работы забоя на  $j$ -м пласте для обеспечения установленного уровня добычи:

$$A_{\text{сз}j} = m_j \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot n_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{ср}} \cdot c, \quad (3.6)$$

где  $A_{сзj}$  – суточная нагрузка на очистной забой  $j$ -го пласта, т;  $m_j$  – мощность  $j$ -го пласта, м;  $l_{л}$  – длина лавы, м;  $r$  – ширина захвата комбайна, м;  $n_{ц}$  – количество циклов в сутки;  $\gamma_{ср}$  – средняя плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  – коэффициент извлечения угля в очистном забое (0,9÷0,98).

Суточная нагрузка, рассчитанная по формуле (3.6), должна удовлетворять условию

$$A_{сзj} \approx A_{срi}. \quad (3.7)$$

Выполнение условия (3.7) является проектированием параметров очистного забоя для достижения необходимой суточной нагрузки на забой [формула (3.5)] путём оптимального подбора варьируемых параметров – длины лавы  $l_{л}$  и количества циклов в сутки  $n_{ц}$ . Длину лавы рекомендуется принимать из диапазона 200÷300 м. Разница между  $A_{сзj}$  и  $A_{срi}$  должна быть не более 3÷5 %.

Когда для обеспечения  $A_{г}$  необходимо два забоя и более, нужно принять решение о количестве одновременно разрабатываемых пластов. При этом на одном пласте, при его делении на панели по простиранию ( $S$  более 3500 м), рекомендуется проектировать одновременную работу не более двух очистных забоев. При этажной подготовке на одном пласте рекомендуется иметь один очистной забой.

Если требуется два забоя, и они будут расположены на одном пласте, то сразу можно принять параметры их работы по формуле (3.6). Если забои планируется расположить на двух или трёх одновременно разрабатываемых шахтопластах, расчетная суточная нагрузка на очистной забой  $A'_{сзj}$  будет равна:

$$A'_{сзj} = \frac{A_{шпj}}{n_{зj}}, \quad (3.8)$$

где  $A'_{сзj}$  – расчетная суточная нагрузка на очистной забой  $j$ -го пласта, т;  $A_{шпj}$  – суточная добыча с  $j$ -го шахтопласта, т/сут;  $n_{зj}$  – число одновременно действующих забоев на  $j$ -м шахтопласте.

Суточная добыча с  $j$ -го шахтопласта составит:

$$A_{шпj} = \frac{n_i \cdot A_{срi} \cdot m_{плj}}{m_{ш}}, \quad (3.9)$$

где  $A_{шпj}$  – суточная добыча с  $j$ -го шахтопласта, т;  $n_i$  – фактическое число одновременно действующих забоев на шахте;  $A_{срi}$  – средняя расчётная суточная нагрузка на очистной забой, т [определена по формуле (3.5)];  $m_{плj}$  – суммарная вынимаемая мощность одновременно действующих забоев  $j$ -го пласта, м;  $m_{ш}$  – суммарная вынимаемая мощность одновременно действующих забоев шахты, м.

Если предполагается одновременная работа 3-х очистных забоев, то в качестве  $m_{плj}$  для пласта с одним забоем подставляется мощность этого пласта. Для пласта, на котором одновременно работают два забоя, в качестве  $m_{плj}$  подставляется суммарная вынимаемая мощность, т. е. удвоенная мощность этого пласта. Значение  $m_{ш}$  в этом случае будет равно сумме  $m_{плj}$  этих пластов.

Произведение  $n \cdot A_{срi}$  представляет собой суточную добычу шахты. Сумма суточных добыч шахтопластов должна быть равна этому произведению:

$$\sum A_{шпj} = A_{ш} = n_i \cdot A_{срi}. \quad (3.10)$$

Далее значения  $A'_{сзj}$  надо *конкретизировать* – принять параметры работы забоев по формуле (3.6). При этом должно выполняться условие, аналогичное условию (3.7):

$$A_{сзj} \approx A'_{сзj}. \quad (3.11)$$

Рассмотренную методику рекомендуется использовать и в дипломном проекте. Следует отметить, что именно значения нагрузки, *установленные по формуле (3.6), являются искомыми величинами* на данном этапе, которые будут проверяться в соответствующем разделе дипломного проекта по производительности предполагаемого оборудования и газовому фактору по нормативной методике [6]. Все остальные значения суточной нагрузки являются промежуточными и в дальнейшем не должны использоваться.

В завершении определяем полный срок службы шахты:

$$T = T_p + t_0 + t_3, \quad (3.12)$$

где  $T$  – полный срок службы шахты, лет;  $T_p$  – расчётный срок службы шахты, лет;  $t_0$  – период освоения производственной мощности, лет;  $t_3$  – период закрытия шахты, лет.



В течение расчётного срока службы шахта работает с полной производственной мощностью:

$$T_p = \frac{Z_{\text{пр}}}{A_{\Gamma}}, \quad (3.13)$$

где  $T_p$  – расчётный срок службы шахты, лет;  $Z_{\text{пр}}$  – промышленные запасы шахтного поля, т;  $A_{\Gamma}$  – годовая производственная мощность шахты, т.

Период  $t_0$  при одном забое равен сроку строительства шахты, который рекомендуется принять 2÷3 года. При двух и более забоях, если запуск забоев будет происходить последовательно,  $t_0 = 3÷5$  лет. Период закрытия шахты можно принять равным 2÷3 года.

В завершении работы необходимо представить сводную таблицу и вывод (см. пример).

### Пример выполнения работы

Предполагается отработка пластов  $m_1$ ,  $m_2$ ,  $m_4$  и  $m_5$ . Согласно исходным данным природная газоносность пластов  $m_1$  и  $m_2$  6,8 м<sup>3</sup>/т с.б.м., а пластов  $m_4$  и  $m_5$  10,2 м<sup>3</sup>/т с.б.м. Рассчитываем среднее значение суточной нагрузки на очистной забой по газовому фактору, предварительно определив минимальную площадь поперечного сечения призабойного пространства  $S_{\text{л}}$  и ожидаемую относительную метанообильность очистной выработки  $q_1$  и  $q_2$ . Природная газоносность не превышает 13 м<sup>3</sup>/т с.б.м. Дегазацию предварительно не планируем. Получаем:

$$q_1 = 0,6 \cdot 6,8 \approx 4,1 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}; \quad q_2 = 0,6 \cdot 10,2 \approx 6,1 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.};$$

$$m_{\text{ср}} = (1,9 + 2,3 + 2 + 2,6) / 4 = 2,2 \text{ м}; \quad S_{\text{л}} = 0,56 \cdot 5 \cdot 2,2 \approx 6,2 \text{ м}^2;$$

$$A_{\text{ср1}} = \frac{864 \cdot 6,2 \cdot 4 \cdot 1}{4,1 \cdot 1,4} = 3733 \text{ т}; \quad A_{\text{ср2}} = \frac{864 \cdot 6,2 \cdot 4 \cdot 1}{6,1 \cdot 1,4} = 2509 \text{ т}.$$

Теперь определяем расчётные значения количества одновременно действующих очистных забоев на шахте. Режим работы предприятия принимаем семь дней в неделю, 350 дней в год. По-

сколькx предполагается бесцеликовый вариант столбовой системы разработки, принимаем коэффициент  $K_{оч} = 0,95$ :

$$n_{p1} = \frac{2600000 \cdot 0,95}{350 \cdot 3733} = 1,89, \quad n_{p2} = \frac{2600000 \cdot 0,95}{350 \cdot 2509} = 2,81.$$

Значения  $n_1$  и  $n_2$  составят 2 и 3 соответственно. Тогда:

$$A_{\text{нд1}} = \frac{2600000 \cdot 0,95}{2 \cdot 350} = 3529 \text{ т}; \quad A_{\text{ср2}} = \frac{2600000 \cdot 0,95}{3 \cdot 350} = 2352 \text{ т}.$$

Предварительно принимаем решение о делении по простиранию пласта  $m_5$  на три однокрылые панели размером 2200 м, а всех остальных – на две двукрылые размером 3350 м. При отработке пластов  $m_1$  и  $m_2$  очистные забои будут располагаться на одном пласте в разных крыльях шахтного поля. Конкретизируем добычу, приняв параметры работы забоя на пластах  $m_1$  и  $m_2$ :

$$A_{\text{сз1}} = 1,9 \cdot 220 \cdot 0,8 \cdot 8 \cdot 1,35 \cdot 0,96 = 3467 \text{ т};$$

$$A_{\text{сз2}} = 2,3 \cdot 220 \cdot 0,8 \cdot 7 \cdot 1,35 \cdot 0,96 = 3672 \text{ т}.$$

Условие (3.7) выполняется:  $3467 \approx 3529$  и  $3672 \approx 3529$ .

При отработке пластов  $m_4$  и  $m_5$  можно выделить два периода. Вначале в одновременной работе будут три забоя: два очистных забоя будут располагаться в разных крыльях на пласте  $m_4$ , а третий – в восточной панели на пласте  $m_5$ . В последний период будут одновременно действовать два очистных забоя – в центральных и западных панелях пласта  $m_5$ . Определим добычу с шахтопластов  $m_4$  и  $m_5$  в период работы трёх забоев:

$$A_{\text{шп4}} = \frac{3 \cdot 2352 \cdot (2 + 2)}{2 + 2 + 2,6} = 4277 \text{ т}; \quad A_{\text{шп5}} = \frac{3 \cdot 2352 \cdot 2,6}{2 + 2 + 2,6} = 2780 \text{ т}.$$

$$A'_{\text{сз4}} = \frac{4277}{2} \approx 2138 \text{ т}; \quad A'_{\text{сз5}} = 2780.$$

Условие (3.10) выполняется:

$$4277 + 2780 = 7057 \approx 2352 \cdot 3.$$

При работе трёх забоев два из них должно быть на пласте  $m_4$  с суточной добычей  $A'_{c34} = 2138$  т каждый и третий на пласте  $m_5$  с добычей  $A'_{c35} = 2780$  т. В последний период будет два забоя на пласте  $m_5$  с добычей  $A'_{c35} = 2780$  т. Спроектируем параметры очистного забоев для этих значений:

$$A_{c34} = 2 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 5 \cdot 1,35 \cdot 0,96 = 2074 \text{ т};$$

$$A_{c35} = 2,6 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 5 \cdot 1,35 \cdot 0,96 = 2696 \text{ т}.$$

Условие (3.11) выполняется:  $2074 \approx 2138$  и  $2696 \approx 2780$ .

В завершении определяем полный срок службы шахты. При этом учитываем, что 66,6 % промышленных запасов пласта  $m_5$  (300194451 т) будет отработано двумя очистными забоями с суточной нагрузкой 2696 т ( $\approx 1900000$  т в год):

$$T_p = \frac{88868117}{2600000} + \frac{30019451}{1900000} = 34,2 + 15,8 = 50 \text{ лет}.$$

Согласно рекомендациям принимаем  $t_0 = 4$  года, а  $t_3 = 3$  года:

$$T = 50 + 4 + 3 = 57 \text{ лет}.$$

*Вывод.* Пласт  $m_5$  будет разделён по простиранию на три однокрылые панели размером 2200 м, а все остальные – на две двукрылые размером 3350 м. Для достижения проектной производственной мощности без применения дегазации, не обязательной в данных условиях, при отработке пластов  $m_1$  и  $m_2$  предполагается одновременная работа двух очистных забоев, расположенных на одном пласте. Суточная добыча забоев пласта  $m_1$  будет по 3467 т, а на пласте  $m_2$  – 3672 т. При отработке пластов  $m_4$  и  $m_5$  понадобится вначале одновременная работа трёх забоев (два на пласте  $m_4$  с суточной нагрузкой по 2074 т и один на пласте  $m_5$  с нагрузкой 2696 т). В последний период (15,8 года) будет возможно иметь только два очистных забоя на пласте  $m_5$  с суточной добычей каждого 2696 т, при этом проектная производственная мощность будет на 0,7 млн. т в год меньше требуемого значения.

Возможен другой сценарий при отработке пластов  $m_4$  и  $m_5$ , а именно дегазация пласта  $m_5$  и соответственно значительное уве-

личение нагрузки на забой по газовому фактору. Пласты  $m_4$  и  $m_5$  являются сближенными. Это позволит использовать эффект надработки пласта  $m_5$  пластом  $m_4$ . Коэффициент дегазации в условиях надработки может составлять до 0,6. При отработке этих пластов можно будет принять одновременную работу двух очистных забоев на весь период их отработки. При этом забой на пласте  $m_4$  будет работать с суточной добычей  $A_{сз4} = 2074$  т. Пласт  $m_5$  можно будет разделить на две панели, как все остальные пласты. Параметры добычи с пласта  $m_5$  с учётом его дегазации и соответственно проектная годовая производственная мощность в этот период требуют уточнения путём дополнительных проектных изысканий.

### Сводная таблица технологических параметров шахты

№ п/п	Параметр	Значение	
1	Годовая производственная мощность $A_r$ , млн. т	2,6 (1,9)	
2	Количество рабочих дней в году $N$	350	
3	Количество одновременно действующих очистных забоев $n_1, n_2$	2, 3 (2)	
4	Количество одновременно разрабатываемых пластов $n_{шп}$	1, 2 (1)	
5	Суточная добыча шахты $A_{ш}$ , т	6934, 7344, 6844, (5392)	
6	Суточная добыча с шахтопласта $A_{шпj}$ / суточная нагрузка на очистной забой шахтопласта, т	$m_1$	6934 / 3467
		$m_2$	7344 / 3672
		$m_4$	4148 / 2074
		$m_5$	2696 (5392) / 2696
7	Полный срок службы шахты $T$	57	

### Примеры контрольных вопросов

1. Назовите основные технологические параметры угольной шахты.
2. Что называют производственной мощностью шахты?
3. Что, как правило, происходит с газоносностью пластов по мере увеличения глубины?
4. Что является варьируемыми параметрами при проектировании суточной добычи очистного забоя по формулам (3.6) и (3.11)?
5. Сколько одновременно действующих очистных забоев будет на шахте в вашем варианте?

## Лабораторная работа № 4

### Определение типа и количества основных воздухоподающих выработок шахты

Цель работы: приобретение навыков в определении типа и числа основных воздухоподающих выработок на основе расчётного количества воздуха для проветривания шахты.

#### Теоретические положения

Основными воздухоподающими выработками шахты являются вскрывающие горные выработки с непосредственным выходом на дневную поверхность, предназначенные для подачи свежего воздуха в шахту. Такими выработками могут быть вертикальные или наклонные стволы и штольни.

Вопросы определения типа и количества основных воздухоподающих выработок шахты напрямую связаны с количеством воздуха (расходом), которое необходимо подавать в шахту для обеспечения проветривания горных выработок. Согласно классической физической зависимости расход  $Q$  является произведением площади потока  $S$  и его скорости  $V$ . Применительно к проветриванию шахты это выражается в следующем: чем больше требуется подавать воздуха в шахту, тем больше должна быть скорость движения воздуха по основным вскрывающим выработкам и (или) площадь поперечного сечения этих выработок. Однако скорость движения воздуха в горных выработках ограничена (прил. 6 ПБ [8]). С другой стороны, основные воздухоподающие выработки каждого типа (штольня, вертикальный ствол, наклонный ствол) не могут быть сооружены с площадью поперечного сечения, превышающей определённое максимально возможное значение. Другими словами, для каждой выработки существует предельное количество воздуха, которое по ней может проходить без нарушений требований ПБ.

Задача подачи в шахту необходимого количества воздуха решается, как правило, следующим образом. Вначале выполняется расчёт расхода воздуха для проветривания шахты (формула (4.1)), а затем определяется требуемое расчётное значение площади поперечного сечения основной воздухоподающей выработки (формула (4.3)). Далее определяется тип (типы) основной воздухопо-

дающей выработки, который может иметь требуемую площадь и, соответственно, будет обеспечивать проход требуемого количества воздуха в шахту. Если ни один из подходящих в конкретных горно-геологических условиях типов выработок не может иметь требуемую площадь поперечного сечения, принимают решение об использовании более одной выработки для подачи свежего воздуха в шахту. В ряде случаев какой-то конкретный тип воздухоподающей выработки является предпочтительным для рассматриваемого шахтного поля. Если выработка предпочтительного типа не может иметь требуемую площадь поперечного сечения, также принимают решение об использовании более одной выработки для подачи свежего воздуха в шахту.

Популярным подходом при решении рассматриваемой задачи является подстановка в расчёт (формула (4.4)) максимально допустимого значения скорости воздуха. С одной стороны, это обеспечивает пропуск необходимого количества воздуха при меньшей площади поперечного сечения и, соответственно, меньшие затраты на проведение и поддержание воздухоподающей выработки. С другой стороны, это минимизирует или исключает запас пропускной способности по воздуху. Поэтому, возможно, следует принимать компромиссное решение, обеспечивающее запас пропускной способности по воздуху, особенно в условиях вероятности увеличения газоносности относительно проектных значений.

### **Порядок выполнения работы**

В работе необходимо:

- произвести ориентировочный расчёт количества воздуха для проветривания шахты;
- определить расчётную площадь поперечного сечения основных воздухоподающих выработок;
- принять решение о типе и числе основных воздухоподающих выработок в шахтном поле;
- выбрать типовое значение площади сечения основных воздухоподающих выработок.

Все расчёты выполняются дважды – для первой и второй выемочной ступени (верхних и нижних пластов свиты). В начале работы необходимо определить количество воздуха, требуемое

для проветривания шахты. В настоящее время эти расчёты регламентируются руководством [6], согласно которому требуемое для шахты количество воздуха определяется с учётом объёма воздуха для различных потребителей: выемочных участков, обособленно проветриваемых выработок и камер, подготовительных забоев, утечек. Однако на данном этапе обучения не предполагается выполнять достаточную, для полного расчёта, конкретизацию всех составляющих этого расчёта, так как эти вопросы детально изучаются в дисциплине «Аэрология горных предприятий». В дальнейшем в дипломном проекте необходимо будет выполнить детальный расчёт. А в данной работе базовую формулу (7.1) руководства [6] рекомендуется использовать в модифицированном виде, предполагающем конкретизацию только расхода воздуха для проветривания выемочных участков по метану (углекислому газу). Остальные потребители рекомендуется учитывать путём применения коэффициента:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot \sum Q_{\text{уч}i} \cdot K_3, \quad (4.1)$$

где  $Q_{\text{ш}}$  – расход воздуха для шахты в целом, м<sup>3</sup>/мин; 1,1 – коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по сети горных выработок;  $\sum Q_{\text{уч}i}$  – расход воздуха для проветривания выемочных участков по метану (углекислому газу), м<sup>3</sup>/мин;  $K_3$  – коэффициент, учитывающий расход воздуха для других потребителей ( $K_3 = 2,5 \div 3,3$ ).

Расход воздуха для проветривания выемочного (очистного) участка по метану (углекислому газу) определяется по формуле

$$Q_{\text{уч}i} = \frac{100 \cdot q_i \cdot A_{\text{сзи}} \cdot k_{\text{ну}}}{1440 \cdot (C - C_0)}, \quad (4.2) \quad k_{\text{ну}} = 1,94 \cdot \left( \frac{q_i A_{\text{сзи}}}{1440} \right)^{-0,14}, \quad (4.3)$$

где  $Q_{\text{уч}i}$  – расход воздуха для проветривания  $i$ -го выемочного участка по метану (углекислому газу), м<sup>3</sup>/мин;  $q_i$  – ожидаемая относительная метанообильность  $i$ -го выемочного участка (очистной выработки), т/м<sup>3</sup>;  $A_{\text{сзи}}$  – суточная нагрузка на  $i$ -й очистной забой, т/сут;  $k_{\text{ну}}$  – уточнённый коэффициент неравномерности газовыделения;  $C$  – допустимая концентрация газа в исходящей вентиля-

ционной струе, %;  $C_0$  – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %.

Далее определяется расчётная площадь сечения основных воздухоподающих выработок (стволов):

$$S_{\text{ств р}} = \frac{Q_{\text{ш}}}{60 \cdot V_c}, \quad (4.4)$$

где  $S_{\text{ств р}}$  – расчётная площадь поперечного сечения основных воздухоподающих выработок в свету,  $\text{м}^2$ ;  $Q_{\text{ш}}$  – расход воздуха для шахты в целом,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $V_c$  – допустимая по ПБ [8] скорость движения воздуха по основной воздухоподающей выработке,  $\text{м}/\text{с}$ .

Принятие решения о типе и числе основных воздухоподающих выработок с учётом полученного значения  $S_{\text{ств р}}$  осуществляется с учётом рекомендаций, представленных в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Варианты при выборе воздухоподающих стволов

Расчётная площадь сечения $S_{\text{ств р}}$ , $\text{м}^2$	Тип и количество воздухоподающих стволов
$S_{\text{ств р}} \leq 19,2$	Один наклонный ствол или один вертикальный ствол
$19,2 \leq S_{\text{ств р}} \leq 38,4$	Два наклонных ствола или один вертикальный ствол
$38,4 \leq S_{\text{ств р}} \leq 50,24$	Три наклонных ствола или один вертикальный ствол
$50,24 \leq S_{\text{ств р}}$	Два вертикальных ствола

Для выбранного типа ствола принимают ближайшее большее типовое значение площади поперечного сечения. Если предполагается 2 или 3 воздухоподающих ствола, то суммарная площадь их поперечного сечения должна быть не меньше расчётной  $S_{\text{ств р}}$ .

Типовые сечения вертикальных стволов приведены в табл. 4.2. Типовые сечения наклонных стволов и штолен с арочной крепью рекомендуется принимать по ГОСТ [12] (10,3, 12,4, 14,8, 17,2, 19,2  $\text{м}^2$  и др.). Сечения рамных крепей также можно принять по каталогам заводов-изготовителей. Для крепления наклонных стволов и штолен можно применять анкерную крепь. Возможность её использования должна быть обоснована в соответствии с требованиями инструкции [13], особенно в части срока службы выработки.



Таблица 4.2

## Типовые сечения вертикальных стволов

$D_{\text{ств р}}, \text{ м}$	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5	8
$S_{\text{ств}}, \text{ м}^2$	12,56	15,89	19,62	23,74	28,26	33,16	38,46	44,15	50,24

В завершении работы следует представить вывод (см. пример).

**Пример выполнения работы**

Определим расход воздуха для проветривания очистных участков по метану при отработке пластов  $m_1$  и  $m_2$ . Расчёт выполним по пласту  $m_2$ , так как суточная нагрузка на забои этого пласта будет больше, чем пласта  $m_1$  ( $3672 > 3467$ ). Расход воздуха составит:

$$k_{\text{ну}} = 1,94 \cdot \left( \frac{4,1 \cdot 3672}{1440} \right)^{-0,14} \approx 1,4;$$

$$Q_{\text{уч1}} = Q_{\text{уч2}} = \frac{100 \cdot 4,1 \cdot 3672 \cdot 1,4}{1440 \cdot (1 - 0,05)} \approx 1541 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Тогда расход воздуха для шахты и расчётная площадь сечения основных воздухоподающих выработок составят:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (1541 + 1541) \cdot 2,6 \approx 8815 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad S_{\text{ств р}} = \frac{8815}{60 \cdot 8} \approx 18,4 \text{ м}^2.$$

Далее определяем расход воздуха для проветривания очистных участков при отработке пластов  $m_4$  и  $m_5$ . Вначале рассмотрим период одновременной работы трёх очистных забоев (двух на пласте  $m_4$  и одного на пласте  $m_5$ ). Расход воздуха составит:

$$k_{\text{ну}} = 1,94 \cdot \left( \frac{6,1 \cdot 2074}{1440} \right)^{-0,14} \approx 1,43;$$

$$Q_{\text{уч1}} = Q_{\text{уч2}} = \frac{100 \cdot 6,1 \cdot 2074 \cdot 1,43}{1440 \cdot (1 - 0,05)} \approx 1322 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_{\text{уч3}} = \frac{100 \cdot 6,1 \cdot 2696 \cdot 1,38}{1440 \cdot (1 - 0,05)} \approx 1659 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (1322 + 1322 + 1659) \cdot 2,5 \approx 11833 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$S_{\text{ствр}} = \frac{11833}{60 \cdot 8} \approx 24,7 \text{ м}^2.$$

В последний период (одновременная работа двух очистных забоев на пласте  $m_5$ ):

$$k_{\text{ну}} = 1,94 \cdot \left( \frac{6,1 \cdot 2696}{1440} \right)^{-0,14} \approx 1,38;$$

$$Q_{\text{уч1}} = Q_{\text{уч2}} = \frac{100 \cdot 6,1 \cdot 2696 \cdot 1,38}{1440 \cdot (1 - 0,05)} \approx 1659 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (1659 + 1659) \cdot 2,9 \approx 10548 \text{ м}^3/\text{мин}; S_{\text{ствр}} = \frac{10548}{60 \cdot 8} \approx 22,1 \text{ м}^2.$$

*Вывод.* С точки зрения проветривания шахты можно выделить три периода. Количество подаваемого в шахту воздуха должно соответственно составлять 8815, 11833 и 10458 м<sup>3</sup>/мин. Для проветривания шахты достаточно: в первый период – вертикального ствола диаметром 5 м или наклонного площадью 19,2 м<sup>2</sup>; во второй – вертикального ствола диаметром 6 м или двух наклонных по 12,4 м<sup>2</sup>; в третий – вертикального ствола диаметром 5,5 м или двух наклонных площадью по 12,4 м<sup>2</sup>. Предварительно принимаем решение об использовании одного вертикального ствола диаметром 6 м ( $S_{\text{ств}} = 28,26 \text{ м}^2$ ) в течение всего срока службы шахты.

### Примеры контрольных вопросов

1. Какие выработки являются основными воздухоподающими выработками шахты?
2. От чего зависит количество воздуха, которое может быть подано по выработке в шахту?
3. Что учитывается при определении требуемого для проветривания шахты количества воздуха?
4. Какой тип основной воздухоподающей выработки обеспечивает подачу в шахту наибольшего количества воздуха?
5. Какое принимают решение, если не один из подходящих в конкретных горно-геологических условиях типов выработок не может иметь требуемую площадь поперечного сечения?

## **Лабораторная работа № 5**

### **Этапы изменения технологической схемы шахты**

Цель работы: изучение этапов изменения технологической схемы шахты по мере отработки частей шахтного поля.

### **Теоретические положения**

Современные шахтные поля, а также шахтные поля проектируемых шахт имеют значительные размеры. Вскрытие, подготовка и очистная выемка запасов шахтных полей осуществляются по частям. Вскрывающие выработки обеспечивают доступ с поверхности и возможность проведения подготовки для крупных частей шахтного поля (например, выемочных ступеней). Подготовка и отработка шахтопластов в пределах этих крупных частей происходит поэтапно. По мере отработки части шахтопласта необходимо подготавливать следующую его часть или начинать подготовку следующего шахтопласта. При этом может потребоваться проведение новых или увеличение протяженности существующих вскрывающих выработок. В связи с этим расчётный срок службы шахты можно разделить на временные отрезки, границами которых являются этапы изменения технологической схемы шахты. Эти этапы называются пусковыми, а сами временные отрезки – эксплуатационными периодами. Они включают в себя отработку части запасов и проведение вскрывающих выработок (кроме шурфов) и (или) подготовительных выработок, имеющих общешахтное значение (например, магистральный штрек), необходимых для подготовки к очистной выемке очередной части шахтного поля (шахтопласта). Для своевременной подготовки запасов выработки пускового этапа с номером  $N$  должны быть проведены во время эксплуатационного периода с номером  $N-1$ .

Также существует понятие «реконструкция шахты». Это комплекс мероприятий, направленных на полное или частичное изменение технологической схемы шахт. Реконструкция представляет собой период, который, как правило, подразумевает временное прекращение основных технологических процессов по добыче и транспортировке полезного ископаемого. Примерами реконструкции являются: углубка шахтных стволов и сооружение нового транспортного горизонта при схемах вскрытия с горизонт-

ными или этажными квершлагами, объединение двух шахтных полей в одну шахту и др.

Проведение выработок очередного пускового этапа влечёт за собой изменения в схемах проветривания, главного и вспомогательного транспорта, водоотлива, проведение работ по модернизации технологического комплекса поверхности шахты и ряд других изменений, требующих обязательной корректировки проектной документации. Кроме того, изменение технологической схемы шахты на некоторых этапах подразумевает не только проведение, но и погашение (ликвидацию) вскрывающих и подготовительных выработок, имеющих общешахтное значение. В ряде случаев проводится только ликвидация горных выработок. Чёткое представление о том, какой будет технологическая схема шахты при отработке конкретной части запасов, необходимо по нескольким причинам. Во-первых, это ещё на стадии проектирования позволит выявить эксплуатационный период с так называемым максимальным развитием горных работ. Это период, для которого характерны максимальная протяжённость горных выработок, максимальная удалённость горных работ от стволов, максимальное аэродинамическое сопротивление сети горных выработок (соответственно требуется наибольшая депрессия вентилятора главного проветривания (ВГП)) и ряд других особенностей. Параметры технологической схемы при максимальном развитии горных работ имеют наибольшее значение с точки зрения проектирования вентиляции шахты, которая в свою очередь зависит от схемы вскрытия и способа шахтного поля. Это позволит получить ответы на такие вопросы, как:

- возможно ли будет обеспечить все требуемые аэродинамические рабочие режимы одним типом ВГП или потребуются модернизация главной вентиляционной установки;

- возможно ли будет обеспечить проветривание шахты во все периоды с использованием выработок, заложенных при её строительстве, и есть ли в этом целесообразность;

- не будет ли превышено максимально допустимое значение депрессии в период максимального развития горных работ и, соответственно, не потребуются ли проведение нового воздухоподающего ствола в другой части шахтного поля или других мероприятий по уменьшению сопротивления вентиляционной сети.

Требование об обязательном расчёте параметров вентиляции для перспективных периодов развития горных работ многократно повторяется в руководстве по проектированию вентиляции угольных шахт [6].

Представление об изменении технологической схеме шахт в разные периоды отработки запасов важно с точки зрения планирования горных работ. Становится ясно, какие объёмы проведения и (или) ликвидации выработок должны быть выполнены за тот или иной срок. Это позволяет правильно спланировать количество одновременно работающих проходческих бригад и выбрать оборудование, обеспечивающее необходимые скорости проведения. С экономической точки зрения, это позволяет оптимально спланировать финансирование с учётом затрат на проведение капитальных выработок или их ликвидацию. Особенно это актуально в тех случаях, когда для изменения технологической схемы шахты может потребоваться временное снижение или прекращение добычи.

В целом задача проектирования технологических схем в разные периоды отработки запасов позволяет более рационально спроектировать схему вскрытия и подготовки, в т. ч. за счёт выявления возможных недочётов, повысить безопасность горных работ, составить подробный календарный график вскрытия, подготовки и отработки запасов, а также более обоснованно выбрать оборудование, обеспечивающее жизнедеятельность шахты.

Календарное планирование горных работ при строительстве шахты, а также при подготовке и отработке выемочных столбов в пределах панелей рассматривается в дисциплине «Проектирование шахт».

### **Порядок выполнения работы**

Работа состоит из расчётной, графической части и таблиц (см. пример). Вначале для заданной схемы вскрытия необходимо установить пусковые и эксплуатационные периоды. При этом во всех вариантах принимается следующее:

- нисходящий порядок отработки шахтопластов;
- пластовые конвейерные и воздухоподающие штреки проводятся сразу на всю длину;

- все шахтопласты имеют панельную подготовку и отрабатываются длинными столбами по простиранию;
- мощность пласта  $m_1 = 1,9$  м,  $m_2 = 2,8$  м,  $m_3 = 2,3$  м;
- мощность наносов 50 м;
- в панели работает один очистной забой;
- для выдачи исходящего воздуха из панели рекомендуется принять 3 шурфа или вентиляционный штрек и один шурф;
- наклонные стволы проведены под углом  $18^\circ$  к горизонту.

Представленные в исходных данных схемы не отражают ни один из эксплуатационных периодов. На них показаны все горные выработки, используемые в различные периоды, причём максимально возможной длины. В этом есть элементы условности, встречающиеся в специализированной учебной и технической литературе, т. к. затруднительно на одном одноцветном чертеже показать все этапы развития технологической схемы шахты. Выделение из этих принципиальных чертежей схем вскрытия и подготовки для каждого эксплуатационного периода и является задачей на первом этапе выполнения работы. В исходных данных уже содержится краткая информация о порядке развития горных работ в каждом варианте, которая поможет это сделать. Чертежи должны быть выполнены в масштабе, обеспечивающем достаточную их детализацию. Чертежи рекомендуется выполнять в графическом редакторе, т. к. это значительно ускорит выполнение работы и повысит качество чертежей. Схемы допускается выполнять в цветном варианте, обозначая выработки каждого периода отдельным цветом.

Если эксплуатационный период подразумевает последовательную отработку нескольких панелей на различных шахтопластах, на чертежах рекомендуется показать состояние технологической схемы шахты при отработке последней панели (панелей) этого периода.

Для заполнения таблицы предварительно необходимо определить продолжительность каждого эксплуатационного периода и продолжительность поддержания горных выработок:

$$T_i = \frac{Z_{пр\ э i}}{A_{Г}}, \quad (5.1)$$

где  $T_i$  – продолжительность  $i$ -го эксплуатационного периода, лет;  $Z_{\text{пр } \varepsilon i}$  – промышленные запасы, обрабатываемые в течение  $i$ -го эксплуатационного периода шахтного поля, млн. т;  $A_r$  – годовая производственная мощность шахты, млн. т.

Значения  $Z_{\text{пр } \varepsilon i}$  определяются из промышленных запасов  $i$ -го шахтопласта, которые определяются по формуле

$$Z_{\text{пр}}^i = \frac{Z_{\text{пр}} \cdot m_i \cdot H_i \cdot S_i}{\sum_{i=1}^n m_i \cdot H_i \cdot S_i}, \quad (5.2)$$

где  $Z_{\text{пр}}^i$  – промышленные запасы  $i$ -го шахтопласта, млн. т;  $Z_{\text{пр}}$  – промышленные запасы шахтного поля, т;  $m_i$  – мощность  $i$ -го шахтопласта, м;  $n$  – число балансовых шахтопластов.

В вариантах с 1 по 16 запасы бремсберговой и уклонной части составляют соответственно 60 и 40 % от  $Z_{\text{пр}}^i$ . В вариантах с 17 по 20 это соотношение определяется для каждого пласта из построения (делением наклонным стволом или квершлагом на бремсберговую и уклонную части).

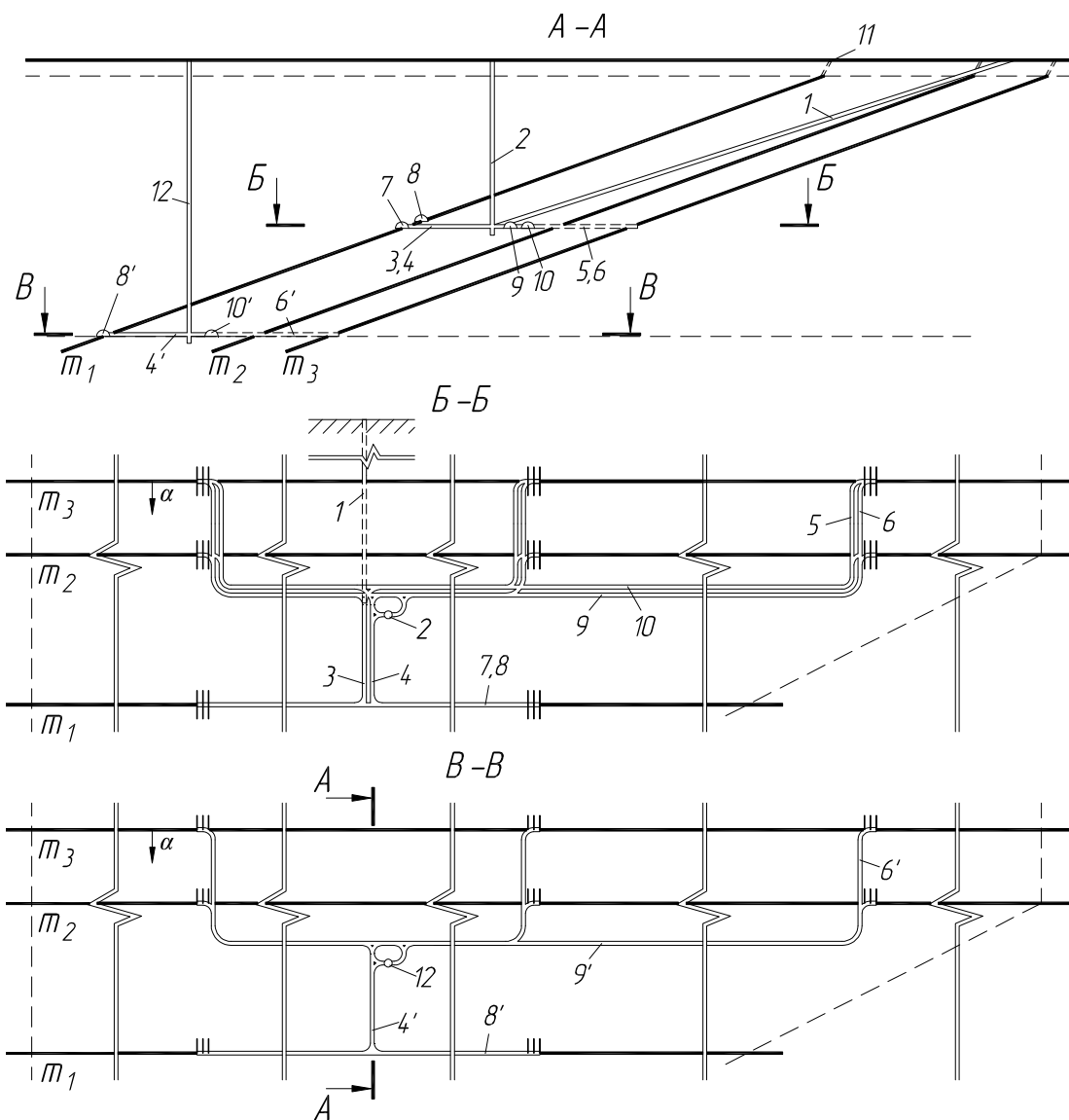
При одновременной отработке двух пластов продолжительность эксплуатационного периода  $T_i$  может быть определена более точно с учётом конкретизации добычи с шахтопласта (см. работу № 3). В рамках данной работы допускается принять одинаковую добычу с одновременно разрабатываемых шахтопластов.

В завершении работы необходимо сделать вывод с указанием основных результатов (см. пример).

### Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение	
Угол падения пластов $\alpha$ , град		20	
Расстояние между пластами, м	$l_1$	162	
	$l_2$	79	
Размер шахтного поля, м	по падению $H$		
	по простиранию	$S_1$	5400
		$S_2$ и $S_3$	7200
Промышленные запасы $Z_{\text{пр}}$ , млн. т		132,7	
Годовая производственная мощность шахты $A_r$ , т · 10 <sup>-6</sup>		3,4	
Число одновременно действующих забоев $n$		2	

Необходимо изобразить технологическую схему шахты в каждый эксплуатационный период и заполнить таблицы. Схема вскрытия – комбинированная с капитальным квершлагом и проветриванием уклонной части через воздухоподающий ствол при комбинированной подготовке транспортного и воздухоподающего горизонта (см. рисунок). Оработка шахтного поля осуществляется по выемочным ступеням.



1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – главный квершлаг; 4 – воздухоподающий квершлаг; 4' – воздухоподающий квершлаг 2; 5 – конвейерный промквершлаг №1; 6 – вспомогательный промквершлаг №1; 6' – вспомогательный промквершлаг №2; 7 – конвейерный штрек; 8 – воздухоподающий штрек 1; 8' – воздухоподающий штрек 2; 9 – групповой конвейерный штрек; 10 – групповой вспомогательный штрек 1; 10 – групповой вспомогательный штрек 2; 11 – шурф; 12 – воздухоподающий ствол



Принимаем следующий порядок развития горных работ. Вначале одновременно отрабатываются две бремсберговые панели на пласте  $m_1$ . Затем будут отрабатываться три пары бремсберговых панелей на пластах  $m_2$  и  $m_3$ : западные, центральные, восточные. Оработка уклонной части шахтного поля будет произведена аналогично бремсберговой. Таким образом, предполагаются восемь эксплуатационных периодов: четыре при отработке бремсберговой части и четыре при отработке уклонной.

Определим продолжительность каждого периода. Вначале находим запасы по пластам с учётом того, что размер  $H$  у них одинаковый:

$$Z_{\text{пр}}^1 = \frac{132,7 \cdot 1,9 \cdot 5400}{1,9 \cdot 5400 + (2,8 + 2,3) \cdot 7200} = 29 \text{ млн. т, } Z_{\text{пр бр}}^1 \approx 17,4 \text{ млн. т,}$$

$$Z_{\text{пр ук}}^1 \approx 11,6 \text{ млн. т;}$$

$$Z_{\text{пр}}^2 = \frac{132,7 \cdot 2,8 \cdot 7200}{1,9 \cdot 5400 + (2,8 + 2,3) \cdot 7200} = 56,9 \text{ млн. т, } Z_{\text{пр бр}}^2 \approx 34,2 \text{ млн. т,}$$

$$Z_{\text{пр ук}}^2 \approx 22,8 \text{ млн. т;}$$

$$Z_{\text{пр}}^3 = 132,7 - 29 - 56,9 = 46,8 \text{ млн. т, } Z_{\text{пр бр}}^3 = 28,1 \text{ млн. т,}$$

$$Z_{\text{пр ук}}^3 = 18,7 \text{ млн. т.}$$

Далее определим промышленные запасы, отрабатываемые в течение каждого из восьми эксплуатационных периодов. При этом учитываем, что периоды 1 и 5 – это отработка соответственно бремсберговых и уклонных панелей пласта  $m_1$ :

$$Z_{\text{пр э1}} = Z_{\text{пр бр}}^1 = 17,4 \text{ млн. т, } Z_{\text{пр э5}} = Z_{\text{пр ук}}^1 = 11,6 \text{ млн. т.}$$

Каждый из периодов 2, 3 и 4 – это отработка 1/3 части от суммы запасов бремсберговых панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$ :

$$Z_{\text{пр э2}} = Z_{\text{пр э3}} = Z_{\text{пр э4}} = \frac{(Z_{\text{пр бр}}^2 + Z_{\text{пр бр}}^3)}{3} = \frac{34,2 + 28,1}{3} \approx 20,8 \text{ млн. т.}$$

Каждый из периодов 6, 7 и 8 – это отработка 1/3 части от суммы запасов уклонных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$ :

$$Z_{\text{пр } \varepsilon 6} = Z_{\text{пр } \varepsilon 7} = Z_{\text{пр } \varepsilon 8} = \frac{(Z_{\text{пр укл}}^2 + Z_{\text{пр укл}}^3)}{3} = \frac{22,8 + 18,7}{3} \approx 13,8 \text{ млн. т.}$$

Теперь определим продолжительность каждого периода. При этом принимаем одинаковую добычу с пластов  $m_2$  и  $m_3$ :

$$T_1 = \frac{17,4}{3,4} = 5,1 \text{ года,} \quad T_2 = T_3 = T_4 = \frac{20,8}{3,4} = 6,1 \text{ года,}$$

$$T_5 = \frac{11,6}{3,4} = 3,4 \text{ года,} \quad T_6 = T_7 = T_8 = \frac{13,8}{3,4} = 4,1 \text{ года.}$$

Приступаем к заполнению таблиц.

Эксплуат. период	Пусковой этап	Горные выработки					
		название	прове- дение, м	поддержание		погаше- ние, м	
				длина, м	срок, лет		
–	1	клетевой ствол	553	–	–	–	
		конвейерный ствол	1683				
		воздухопод. кверш. 1	347				
		главный квершлаг	347				
		конвейерный штрек	2700				
		воздухопод. штрек 1	2700				
		шурфы 1	3×118				
		шурфы 2	3×118				
1 5,1 года отработка бремс- берговых панелей пласта $m_1$	2	груп. конв. штрек	1200	–	5,1	–	
		груп. вспом. штрек 1	1200				
		конв. промквершлаг 1	359				
		вспом. промквершлаг 1	359				
		шурфы 3	3×118				
		шурфы 4	3×118				
		клетевой ствол					553
		конвейерный ствол					1683
		воздухопод. кверш. 1					347
		главный квершлаг					347
		конвейерный штрек					2700
		воздухопод. штрек 1					2700
		шурфы 1					3×118
		шурфы 2					3×118

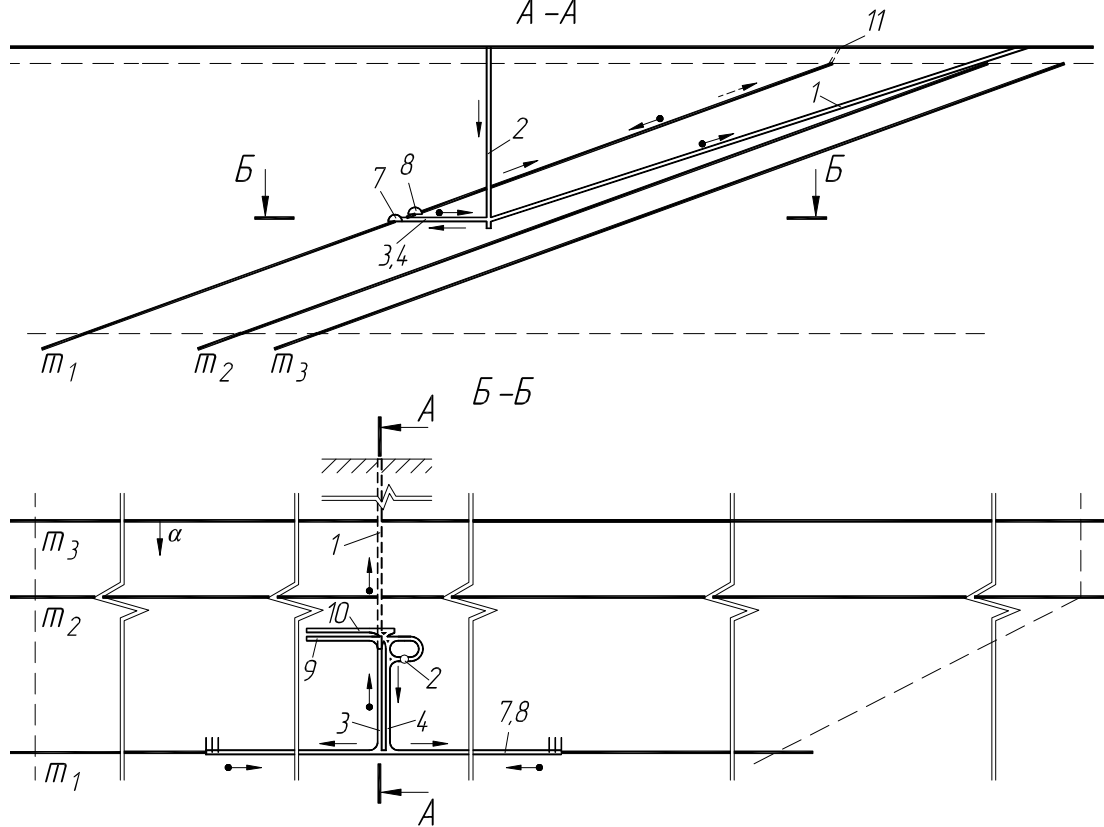
Эксплуат. период	Пусковой этап	Горные выработки				погашение, м		
		название	проведение, м	поддержание длина, м	срок, лет			
2 6,1 года отработка западных бремсб. панелей пластов $m_2$ и $m_3$	3	груп. конв. штрек	1200	1200	6,1	-		
		груп. вспом. штрек 1	1200	1200				
		шурфы 5	118	-				
		шурфы 6	118					
		конв. промквершлаг 2	359					
		вспом. промквершлаг 2	359					
		шурфы 3	-		3×118		-	
		шурфы 4			3×118			
		конв. промквершлаг 1	-	359	6,1			
		вспом. промквершлаг 1		359				
		клетевой ствол		553				
		конвейерный ствол		1683				
		воздухопод. кверш.		347				
		главный квершлаг		347				
		конвейерный штрек		2700				
		воздухопод. штрек 1		2700				
		шурфы 1		3×118				
шурфы 2	3×118							
3 6,1 года отработка центр. бремсб. панелей пластов $m_2$ и $m_3$	4	груп. конв. штрек		2400		2400	6,1	-
		груп. вспом. штрек 1		2400		2400		
		конв. промквершлаг 3		359		-	-	
		вспом. промквершлаг 3		359				
		шурфы 7	3×118					
		шурфы 8	3×118					
		шурфы 5	-	3×118	6,1			
		шурфы 6		3×118				
		конв. промквершлаг 2		359				
		вспом. промквершлаг 2		359				
		конв. промквершлаг 1		359				
		вспом. промквершлаг 1		359				
		шурфы 3		3×118				
		шурфы 4		3×118				
		клетевой ствол		553				
		конвейерный ствол		1683				
		воздухопод. кверш. 1		347				
		главный квершлаг		347				
		конвейерный штрек		2700				
воздухопод. штрек 1	2700							
шурфы 1	3×118							
шурфы 2	3×118							

Эксплуат. период	Пусковой этап	Горные выработки				погашение, м
		название	проведение, м	поддержание длина, м	срок, лет	
4 6,1 года отработка восточн. бремсб. панелей пластов $m_2$ и $m_3$	5	воздухопод. ствол	874	–	–	–
		воздухопод. квершлаг 2	347			
		воздухопод. штрек 2	2700			
		груп. конв. штрек	–	4800	6,1	
		груп. вспом. штрек 1		4800		
		конв. промквершлаг 3		359		
		вспом. промквершлаг 3		359		
		шурфы 7		3×118		
		шурфы 8		3×118		
		шурфы 5		3×118		
		шурфы 6		3×118		
		конв. промквершлаг 2		359		
		вспом. промквершлаг 2		359		
		конв. промквершлаг 1		359		
		вспом. промквершлаг 1		359		
		шурфы 3		3×118		
		шурфы 4		3×118		
		клетевой ствол		553		
		конвейерный ствол		1683		
		воздухопод. кверш. 1		347		
		главный квершлаг		347		
		конвейерный штрек		2700		
		воздухопод. штрек 1		2700		
шурфы 1	3×118					
шурфы 2	3×118					
5 3,4 года отработка уклонных панелей пласта $m_1$	5	груп. вспом. штрек 2		1200		–
		вспом. промкверш. 1у	359			
		воздухопод. ствол	–	874	3,4	
		воздухопод. квершлаг 2		347		
		воздухопод. штрек 2		2700		
		груп. конв. штрек		4800		
		груп. вспом. штрек 1		4800		
		конв. промквершлаг 3		359		
		вспом. промквершлаг 3		359		
		шурфы 7		3×118		
		шурфы 8		3×118		
		шурфы 5		3×118		
		шурфы 6		3×118		
		конв. промквершлаг 2		359		
		вспом. промквершлаг 2		359		

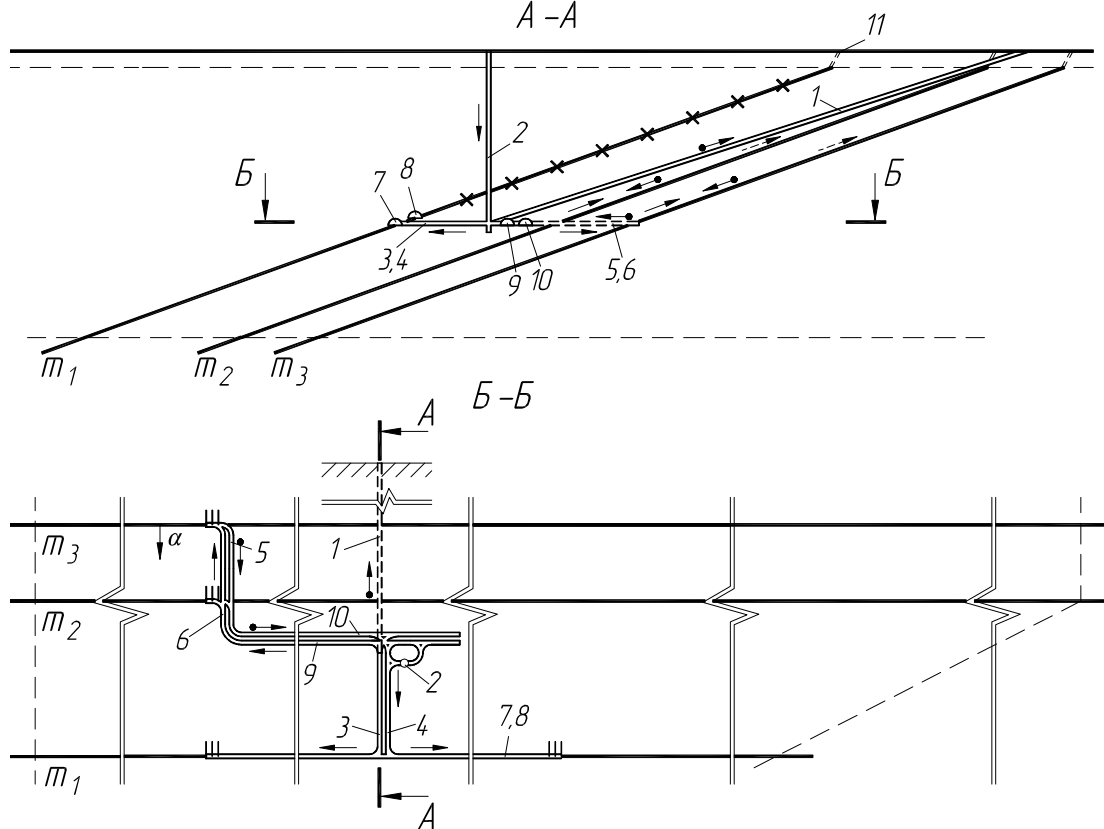
Эксплуат. период	Пусковой этап	Горные выработки				
		название	прове- дение, м	поддержание		погаше- ние, м
				длина, м	срок, лет	
5 (про- долже- ние)	6	конв. промквершлаг 1		359		
		вспом. промквершлаг 1		359		
		шурфы 3		3×118		
		шурфы 4		3×118		
		клетевой ствол		553		
		конвейерный ствол		1683		
		воздухопод. кверш. 1		347		
		главный квершлаг		347		
		конвейерный штрек		2700		
		воздухопод. штрек 1		2700		
		шурфы 1		3×118		
		шурфы 2		3×118		
6 4,1 года отработка западных уклонных панелей пластов $m_2$ и $m_3$	7	груп. вспом. штрек 2	1200	1200	4,1	-
		вспом. промкверш. 2у	359			
		вспом. промкверш. 1у		359		
		воздухопод. ствол		874		
		<del>воздухопод. квершлаг 2</del>		-	-	347
		<del>воздухопод. штрек 2</del>				2700
		груп. конв. штрек		4800	4,1	-
		груп. вспом. штрек 1		4800		
		конв. промквершлаг 3		359		
		вспом. промквершлаг 3		359		
		шурфы 7		3×118		
		шурфы 8		3×118		
		шурфы 5		3×118		
		шурфы 6		3×118		
		конв. промквершлаг 2	-	359		
		вспом. промквершлаг 2		359		
		конв. промквершлаг 1		359		
		вспом. промквершлаг 1		359		
		шурфы 3		3×118		
		шурфы 4		3×118		
		клетевой ствол		553		
		конвейерный ствол		1683		
		<del>воздухопод. кверш. 1</del>			-	347
		<del>главный квершлаг</del>				347
		<del>конвейерный штрек</del>				2700
		<del>воздухопод. штрек 1</del>				2700
		<del>шурфы 1</del>				3×118
		<del>шурфы 2</del>				3×118

Эксплуат. период	Пусковой этап	Горные выработки					
		название	прове- дение, м	поддержание		погаше- ние, м	
				длина, м	срок, лет		
7 4,1 года отработка центр. уклонных панелей пластов $m_2$ и $m_3$	8	груп. вспом. штрек 2	2400	1200	4,1	1200	
		вспом. промкверш. 3у	359		–	–	
		<del>вспом. промкверш. 2у</del>	–	359	–	–	–
		<del>вспом. промкверш. 1у</del>		–	–	–	359
		воздухопод. ствол		874	4,1	–	–
		груп. конв. штрек		3600	–	–	1200
		груп. вспом. штрек 1		3600	–	–	1200
		конв. промквершлаг 3		359	–	–	–
		вспом. промквершлаг 3		359	–	–	–
		шурфы 7		3×118	–	–	–
		шурфы 8		3×118	–	–	–
		шурфы 5		3×118	–	–	–
		шурфы 6		3×118	–	–	–
		конв. промквершлаг 2		359	–	–	–
		вспом. промквершлаг 2		359	–	–	–
		<del>конв. промквершлаг 1</del>					359
		<del>вспом. промквершлаг 1</del>					359
		<del>шурфы 3</del>					3×118
		<del>шурфы 4</del>					3×118
		клетевой ствол		553	4,1	–	–
		конвейерный ствол		1683	–	–	–
		8 4,1 года отработка центр. уклонных панелей пластов $m_2$ и $m_3$	–	груп. вспом. штрек 2		3600	4,1
<del>вспом. промкверш. 3у</del>				359	–	–	
<del>вспом. промкверш. 2у</del>				–	–	–	359
воздухопод. ствол				874	4,1	–	–
груп. конв. штрек				3600	–	–	–
груп. вспом. штрек 1				3600	–	–	–
конв. промквершлаг 3				359	–	–	–
вспом. промквершлаг 3				359	–	–	–
шурфы 7				3×118	–	–	–
шурфы 8				3×118	–	–	–
<del>шурфы 5</del>							3×118
<del>шурфы 6</del>							3×118
<del>конв. промквершлаг 2</del>							359
<del>вспом. промквершлаг 2</del>							359
клетевой ствол				553	4,1	–	–
конвейерный ствол		1683	–	–	–		

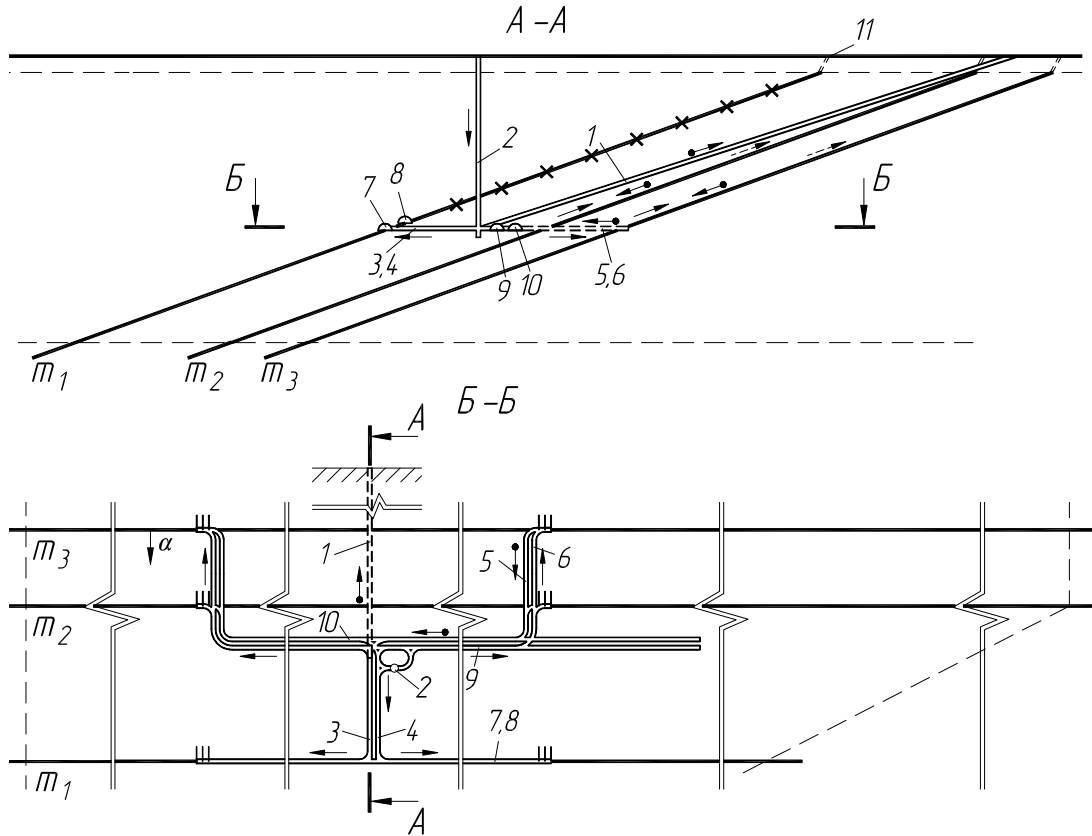
**Эксплуатационный период 1**  
 Отработка бремсберговых панелей пласта  $m_1$



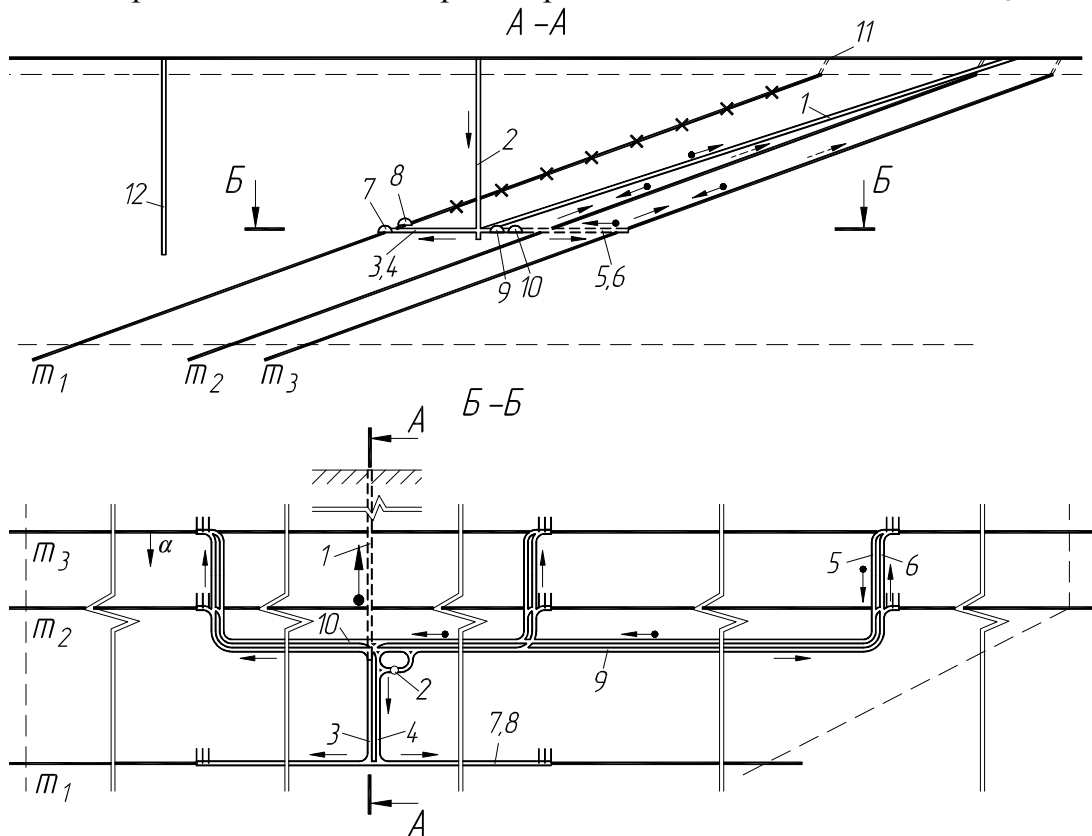
**Эксплуатационный период 2**  
 Отработка западных бремсберговых панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$



**Эксплуатационный период 3**  
 Отработка центральных тормозных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$

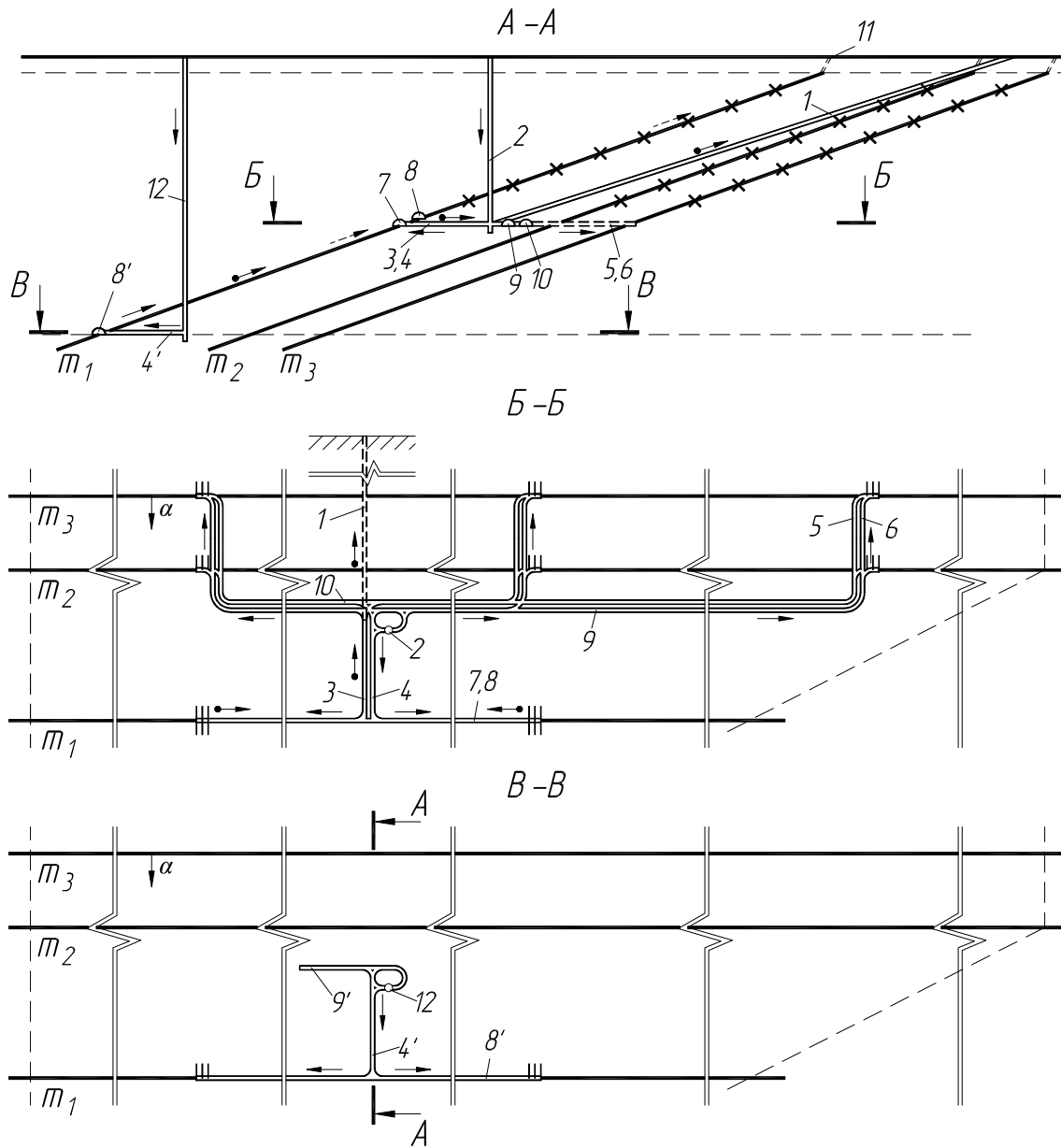


**Эксплуатационный период 4**  
 Отработка восточных тормозных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$





**Эксплуатационный период 5**  
 Отработка уклонных панелей пласта  $m_1$

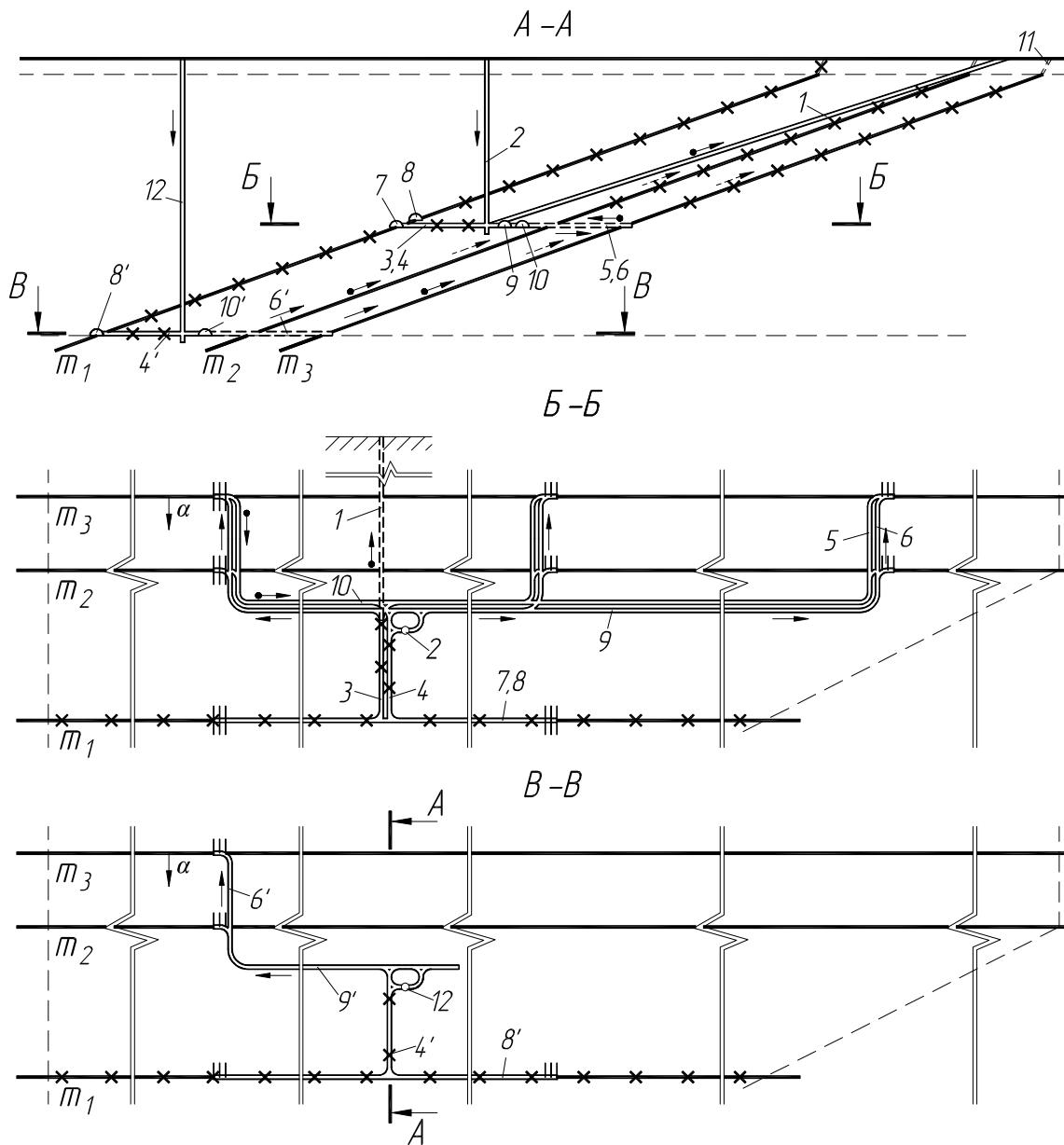


**Примечания.**

1. По клетевому стволу подаётся воздух для проветривания выработок транспортного горизонта, а по воздухоподающему стволу – для проветривания очистных и проходческих забоев.

2. В отработанных бремсберговых частях всех шахтопластов поддерживаются наклонные выработки для выдачи исходящей струи через шурфы.

**Эксплуатационный период 6**  
 Отработка западных уклонных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$

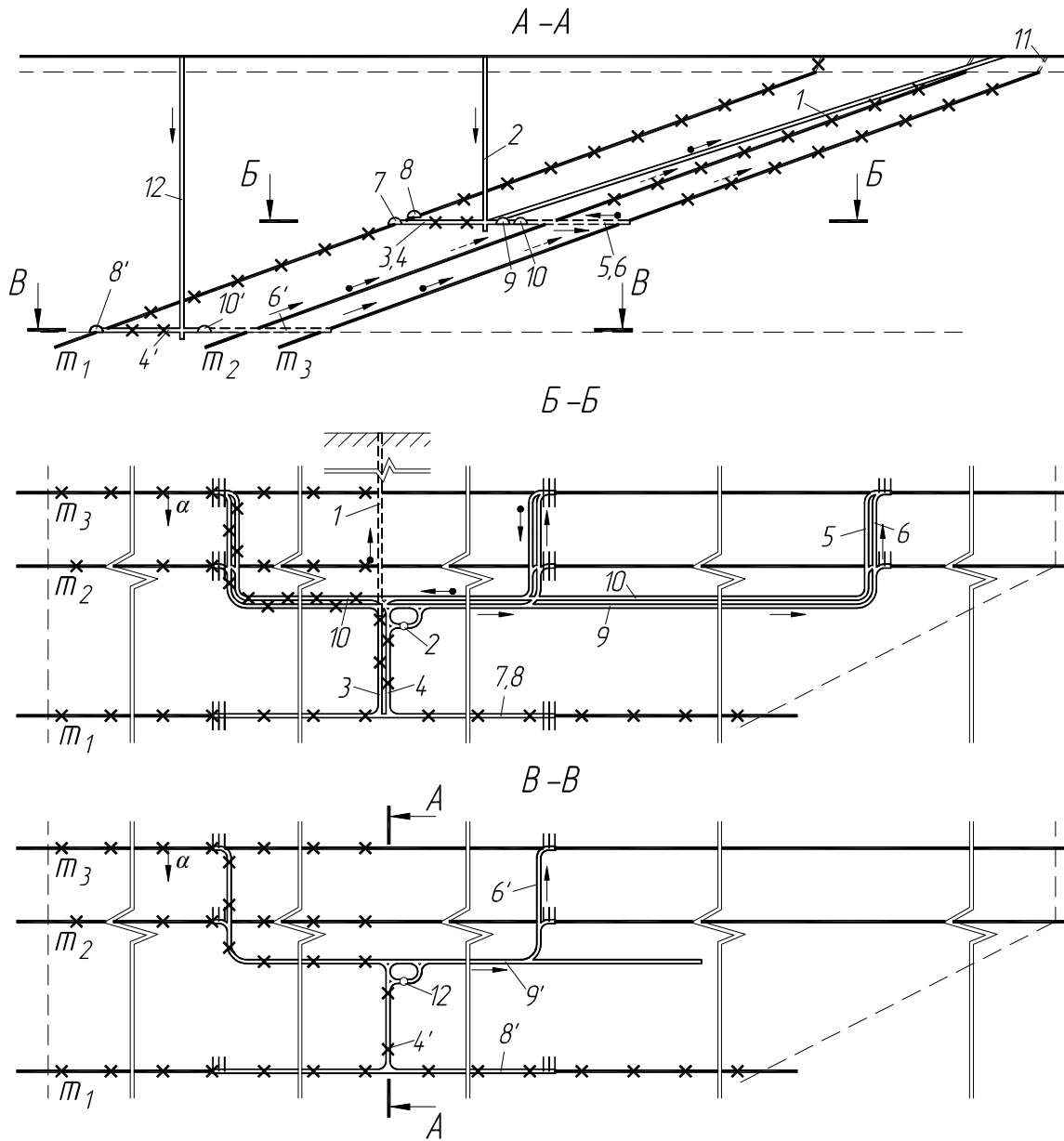


*Примечания (для эксплуатационных периодов 6, 7, 8).*

*1. По клетевому стволу подаётся воздух для проветривания выработок транспортного горизонта, а по воздухоподающему стволу – для проветривания очистных и проходческих забоев.*

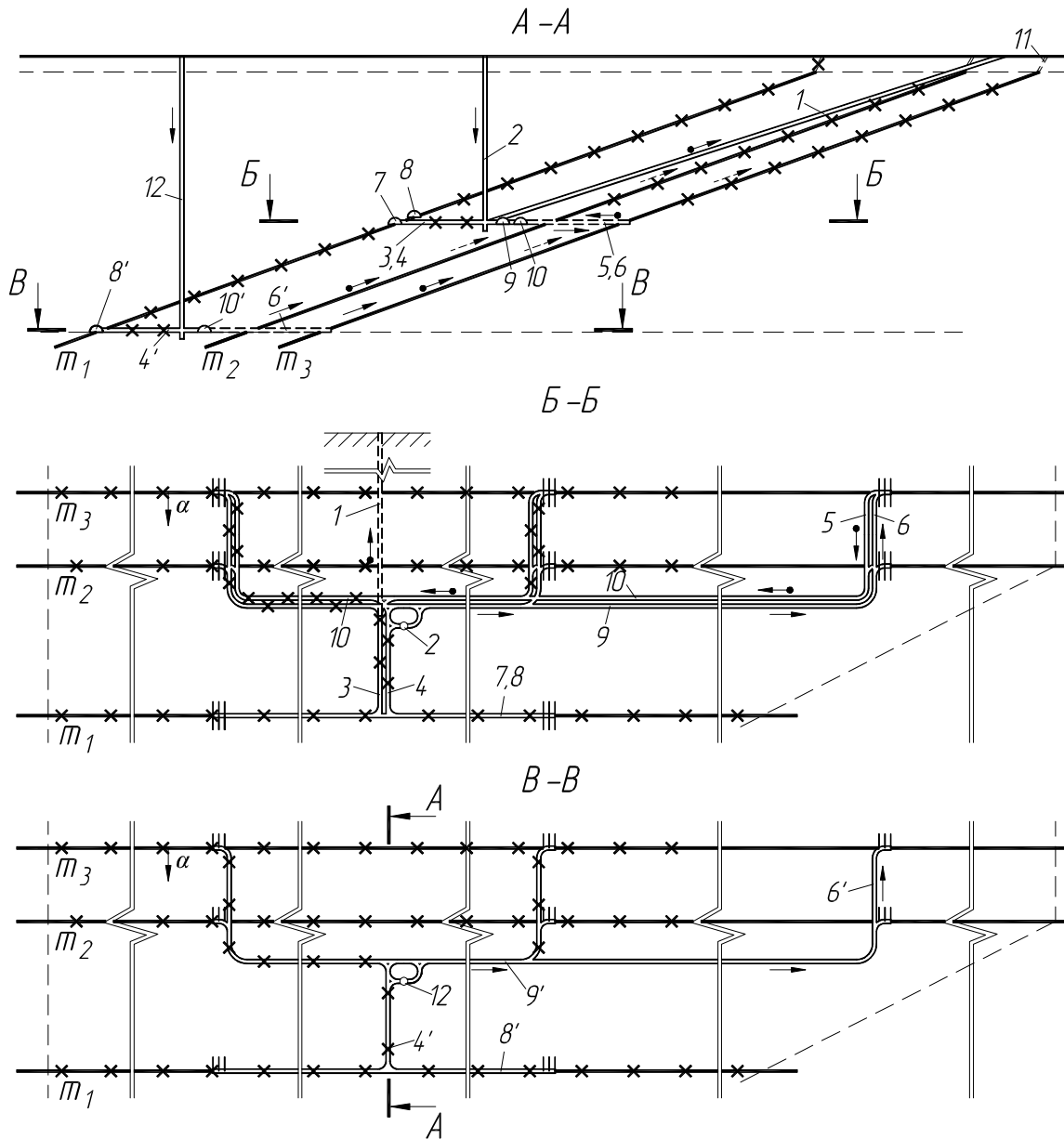
*2. В отработанных бремсберговых частях шахтопластов  $m_2$  и  $m_3$  поддерживаются наклонные выработки для выдачи исходящей струи через шурфы.*

**Эксплуатационный период 7**  
 Отработка центральных уклонных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$



### Эксплуатационный период 8

Отработка западных уклонных панелей пластов  $m_2$  и  $m_3$



*Вывод.* Для рассмотренных схемы вскрытия, способа подготовки и порядка отработки выделено восемь эксплуатационных периодов продолжительностью от 3,4 до 6,1 года. Периодом максимального развития горных работ по фактору поддержания сети горных выработок является пятый период, а по фактору проветривания (протяжённость пути свежего воздуха от поверхности до забоев и исходящего от забоев до поверхности) – восьмой.

Таблица 5.1

## Исходные данные

№ варианта	Схема	α, град	Расстояние между пластами, м		Размер шахтного поля, м			$Z_{пр}, \tau \cdot 10^{-6}$	$A_r, \tau \cdot 10^{-6}$	n	Примечание
					по падению $H$	по простиранию					
						$S_1$	$S_2$				
$l_1$	$l_2$										
1	рис. 5.1	14	75	85	2200	7600		137,8	3,2	2	Отработка запасов по выемочным ступеням
2		16	65	90	2300	7200		136,5	2,8	2	
3		18	70	94	2400	7800		154,3	3,4	2	
4		20	110	78	2100	7400		128,1	2,9	2	
5	рис. 5.2	15	145	85	2150	5200	125,7	125,7	3,6	2	Отработка запасов по выемочным ступеням
6		17	185	60	2250	5000	126,5	126,5	2,8	2	
7		19	160	54	2350	4800	126,8	126,8	3,0	2	
8		16	170	48	2400	5400	145,7	142,7	3,2	2	
9	рис. 5.3	2	45	65	2200	6600		119,7	3,4	2	Отработка запасов по выемочным ступеням. При отработке уклонных панелей проводят ствол 5, а ствол 7 погашают
10		4	90	30	2300	6500		123,2	3,3	2	
11		3	80	75	2150	6200		109,8	3,1	2	
12		5	94	65	2050	6300		106,4	2,9	2	
13	рис. 5.4	13	45	55	2200	5400		97,9	2,0	1	Для отработки уклонной части углубляют клетевой ствол. Отработка запасов по выемочным ступеням
14		15	50	35	2300	5800		109,9	2,2	1	
15		18	51	48	2000	5600		92,3	1,8	1	
16		20	38	54	2100	6000		103,8	2,1	1	
17	рис. 5.5	9	85	75	2600*	6600		115,6	1,9	1	Отработка запасов по пластам
18		11	90	65	2400*	6500		109,0	2,1	1	
19		10	94	70	2500*	5900		100,9	2,0	1	
20		7	78	90	2300*	6200		83,0	1,8	1	

Примечания. В вариантах 1÷12 размер бремсберговой части принять 0,6H, а в вариантах 13÷20 – из построения. Решение о количестве одновременно разрабатываемых пластов принять самостоятельно. Для вариантов 17÷20 указан размер  $H_3$ .

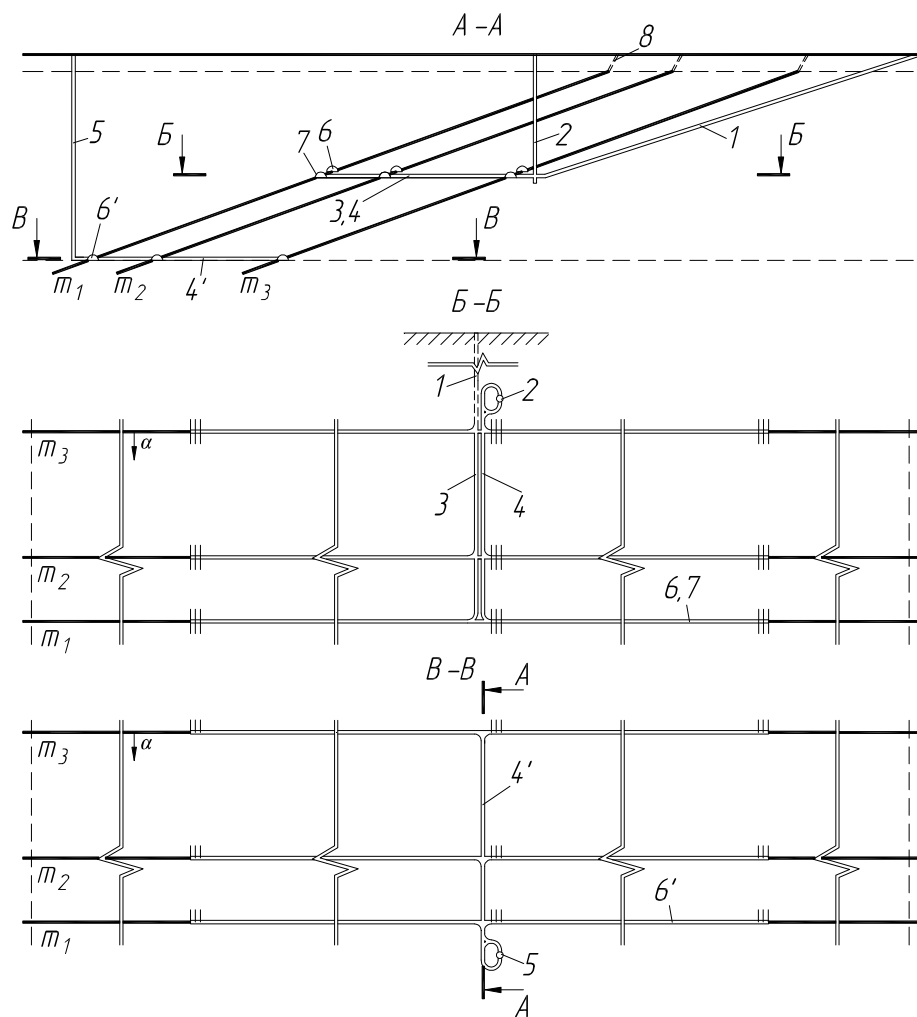


Рис. 5.1: 1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – главный квершлаг; 4 – воздухоподающий квершлаг 1; 4' – воздухоподающий квершлаг 2; 5 – воздухоподающий ствол; №; 6 – воздухоподающий штрек №; 6' – воздухоподающий штрек №у; 7 – конвейерный штрек; 8 – шурф

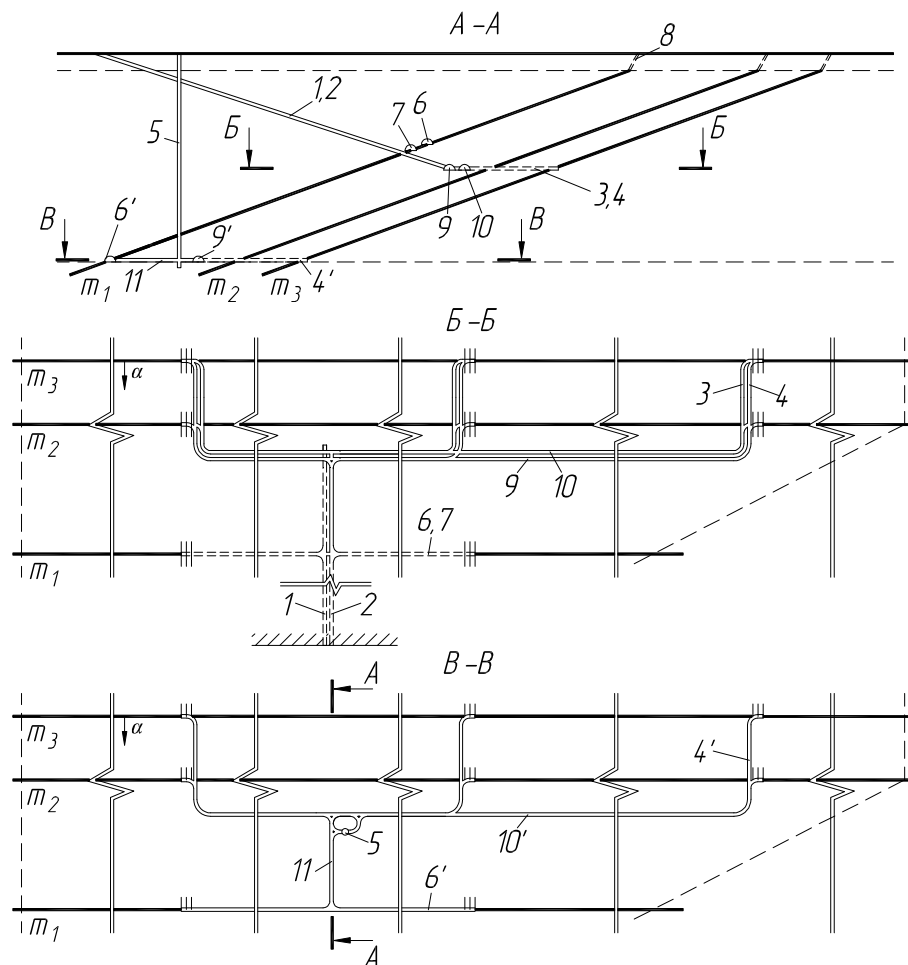


Рис. 5.2: 1 – конвейерный ствол; 2 – людской ствол; 3 – конвейерный промквершлаг №; 4 – вспомогательный промквершлаг №; 5 – воздухоподающий ствол; 6 – воздухоподающий штрек 1; 6' – воздухоподающий штрек 2; 7 – конвейерный штрек; 8 – шурф; 9 – групповой вспомогательный штрек 1; 9' – групповой вспомогательный штрек 2; 10 – групповой конвейерный штрек; 11 – воздухоподающий квершлаг

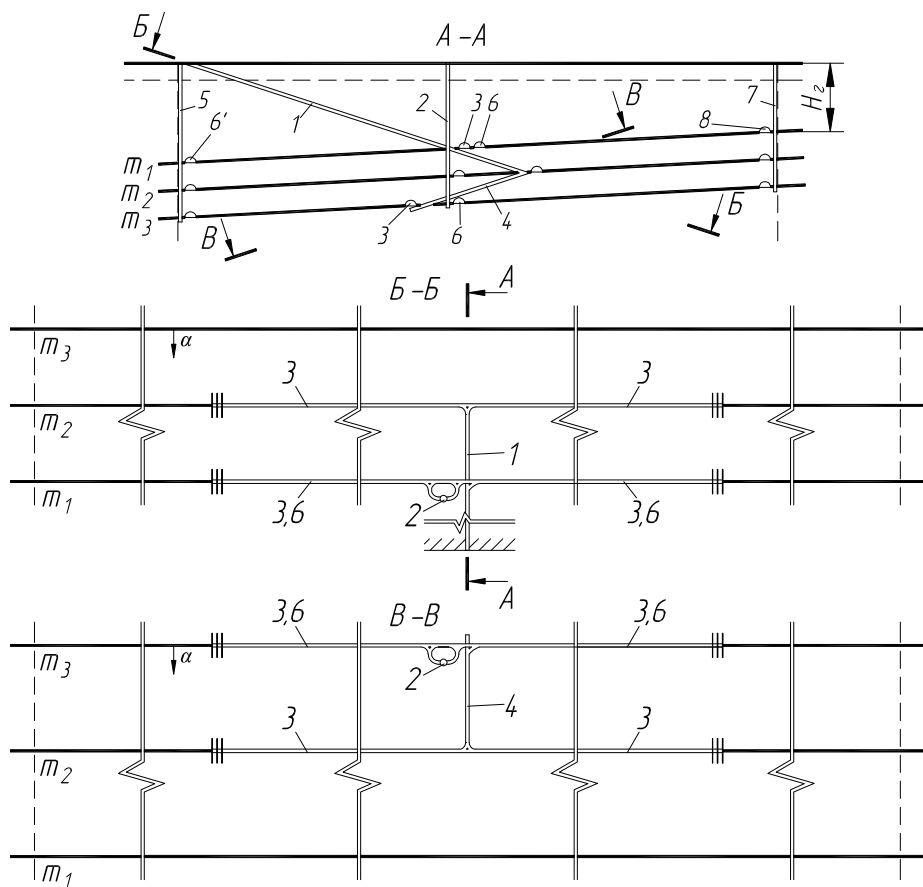


Рис. 5.3: 1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – конвейерный штрек пласта №; 4 – главный квершлаг 1; 4' – воздухоподающий квершлаг 2; 5 – воздухоподающий ствол; №; 6 – воздухоподающий штрек пласта №; 6' – воздухоподающий штрек №; 7 – вентиляционный ствол; 8 – вентиляционный штрек пласта №.

Размер  $H_2$  во всех вариантах принять 200 м

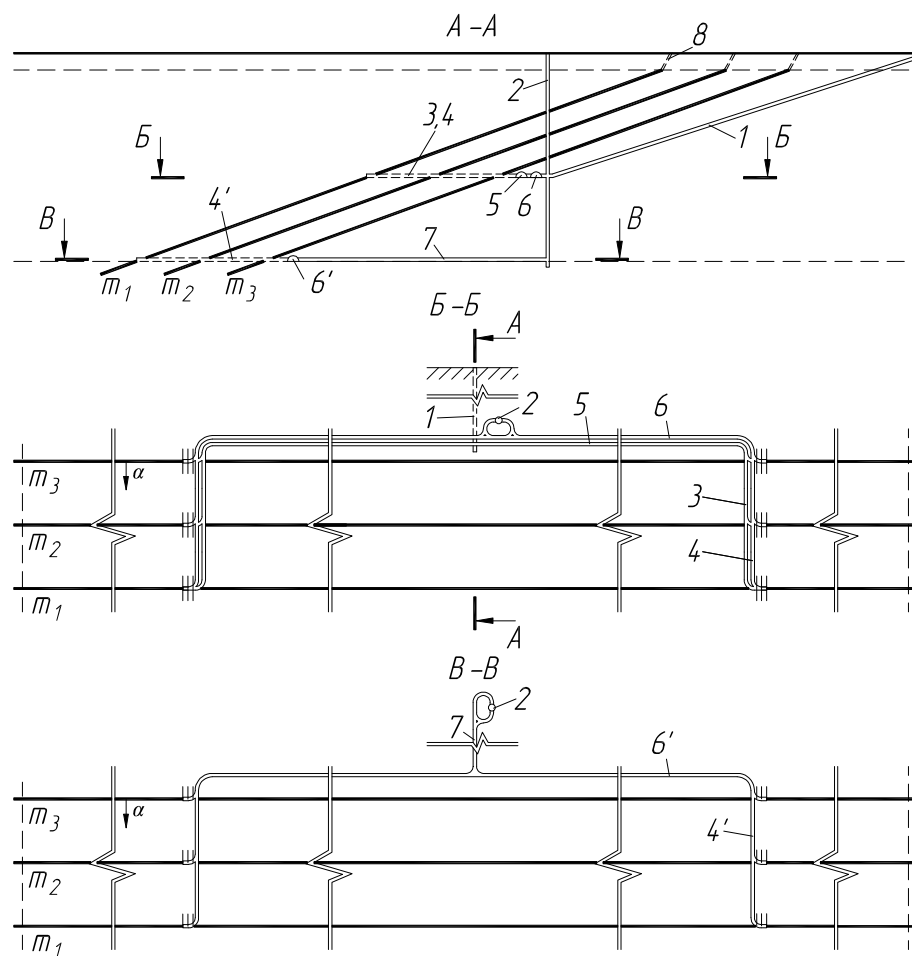


Рис. 5.4: 1 – конвейерный ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – конвейерный промквершлаг №; 4 – вспомогательный промквершлаг №; 4' – вспомогательный промквершлаг №; 5 – групповой конвейерный штрек; 6 – групповой вспомогательный штрек 1; 6' – групповой вспомогательный штрек 2; 7 – воздухоподающий квершлаг; 8 – шурф





го значения. Различают 4 способа вскрытия: вертикальными стволами, наклонными стволами, штольнями, комбинированный.

Схема вскрытия – это пространственное расположение основных и дополнительных вскрывающих выработок в шахтном поле с учётом их функционального значения. По числу транспортных горизонтов различают следующие типы схем вскрытия: одnogоризонтные, многогоризонтные, без транспортного горизонта. По типу дополнительной вскрывающей выработки различают следующие типы схем вскрытия: с квершлагами (капитальными, горизонтными, этажными, блоковыми), с гезенками, со слепыми стволами, без дополнительной вскрывающей выработки.

После вскрытия месторождения осуществляется его подготовка. Подготовка – это проведение комплекса горных выработок, обеспечивающих ведение очистных работ. Различают два этапа подготовки. Первый этап: проводят выработки на уровне транспортного горизонта (вентиляционного, воздухоподающего). Это называют способом подготовки. Второй этап: проводят подготовительные выработки в плоскости разрабатываемого пласта (бремсберг, ходки, уклоны, ярусные штреки и т. д.). Совокупность этих выработок называют схемой подготовки.

На уровне транспортного горизонта осуществляют индивидуальную, групповую или комбинированную подготовку. Подготовительными выработками на этом этапе являются штреки общепластового значения (откаточные или конвейерные, воздухоподающие, вентиляционные). Штреки можно проводить по пласту или по вмещающим породам (полевые). При индивидуальной подготовке для каждого пласта проводят свои штреки. При групповой подготовке проводят один штрек каждого функционального назначения для всей свиты пластов в пределах шахтного поля. При этом непосредственное вскрытие пластов осуществляется промежуточными квершлагами или гезенками. Комбинированная подготовка включает индивидуальную и групповую подготовку пластов в пределах одного шахтного поля. Схема подготовки может быть этажная, панельная, погоризонтная или комбинированная.

При наличии осложняющих факторов (склонность угля к самовозгоранию, выбросоопасность, неустойчивые вмещающие породы и др.) рекомендуется применять полевую подготовку [8–11]. При конструировании вскрытия и подготовки необходимо учитывать предполагаемое деление шахтного поля на части. По прости-

ранию шахтное поле по фактору проветривания делят на крылья или блоки. Шахтопласты по простиранию делят на панели или выемочные поля (погоризонтная подготовка), которые по простиранию делят на выемочные столбы. По падению шахтное поле делят на выемочные ступени. Панели по падению делят на ярусы.

При конструировании схемы вскрытия, подготовки и делении шахтного поля на части следует пользоваться базовыми вариантами, рассмотренными на лекциях, лабораторных занятиях и в практикуме [2], рекомендациями, представленными в нормах проектирования [11], и технологическими схемами, имеющими нормативный статус.

Схема вскрытия и способ подготовки являются элементами единой технологической схемы шахты и должны конструироваться с учётом друг друга. При этом вначале рекомендуется сконструировать подготовку, а затем схему вскрытия. В частности, конкретный вариант подготовки позволяет определить возможное местоположение околоствольного двора и, соответственно, предпочтительное расположение вскрывающих выработок в горном отводе, а также их количество и функциональное назначение (например: один капитальный квершлаг либо два промежуточных).

### **Порядок выполнения работы**

Работа состоит из расчётной и графической части. Графическая часть выполняется на чертеже шахтного поля, построенного при выполнении работы № 1. Результаты выполнения расчётной части допускается не оформлять на отдельных листах, их можно представить на листе графической части.

Рекомендуется следующий порядок выполнения работы:

- анализ исходных данных и результатов работ № 1, 3, 4;
- принятие предварительного решения о способе подготовки и схеме вскрытия шахтного поля;
- деление шахтного поля и шахтопластов на части по падению и простиранию;
- принятие окончательного решения и изображение схемы вскрытия и способа подготовки с учётом принятого деления шахтного поля и шахтопластов на части.

При анализе исходных данных следует обратить внимание на наличие осложняющих факторов. Согласно требованиям нор-

мативных документов [8–11] при склонности пластов к самовозгоранию и газодинамическим явлениям и при слабых вмещающих пласт породах вскрытие и подготовка должны быть полевые.

Далее шахтное поле необходимо проанализировать с точки зрения наличия или отсутствия сближенных пластов. Если в шахтном поле есть сближенные пласты, то рекомендуется применять групповую подготовку шахтного поля. Если не все пласты в шахтном поле сближенные, можно применить комбинированную подготовку шахтного. Если пласты не являются сближенными, можно применять и индивидуальную, и групповую подготовку. Причём индивидуальные штреки могут быть пластовые и полевые.

Следующими параметрами, учитываемыми при выборе способа подготовки, являются количество одновременно действующих очистных забоев  $n$ , их суточная добыча  $A_{сзi}$ , расход воздуха для шахты  $Q_{ш}$  и расчётная площадь поперечного сечения основных воздухоподающих выработок в свету  $S_{ств р}$ . Они определены в работах № 3 и 4. Часть воздуха из рассчитанного по формуле (4.1) уходит в утечки в стволе (стволах), на обособленное проветривание некоторых выработок околоствольного двора и главной конвейерной выработки. Основная часть (примерно 90 %) поступает через околоствольный двор в квершлаг или штрек и далее по другим выработкам к забоям и остальным потребителям. Воздухоподающие квершлаг и штреки являются, как правило, выработками с большим сроком службы и поэтому в основном крепятся рамными крепями (арочной или трапециевидной). Согласно нормативному документу [12] максимальная площадь сечения в свету после осадки выработок с такой крепью  $19,2 \text{ м}^2$  (арочная пятизвенная крепь, СВП33). Такая выработка может обеспечить проход не более  $9216 \text{ м}^3/\text{мин}$  при максимально допустимой скорости движения воздуха. Если для проветривания шахты требуется подавать большое количество воздуха, это можно сделать следующим образом:

- проведением спаренных воздухоподающих квершлагов;
- разделением потока воздуха по воздухоподающей выработке в противоположных направлениях движения.

При проведении спаренных воздухоподающих квершлагов каждый из них целесообразно использовать для проветривания одной панели (рис. 6.1, в).

Разделение потока воздуха возможно как при индивидуальной (рис. 6.1, б), так и при групповой подготовке (рис. 6.1, а). В

варианте на рис. 6.1, б в дальнейшем, для отработки пластов  $m_3$  и  $m_4$ , потребуется проведение ещё одного воздухоподающего квершлага. Тем не менее, этот вариант менее затратный в первый эксплуатационный период, чем вариант, показанный на рис. 6.1, в.

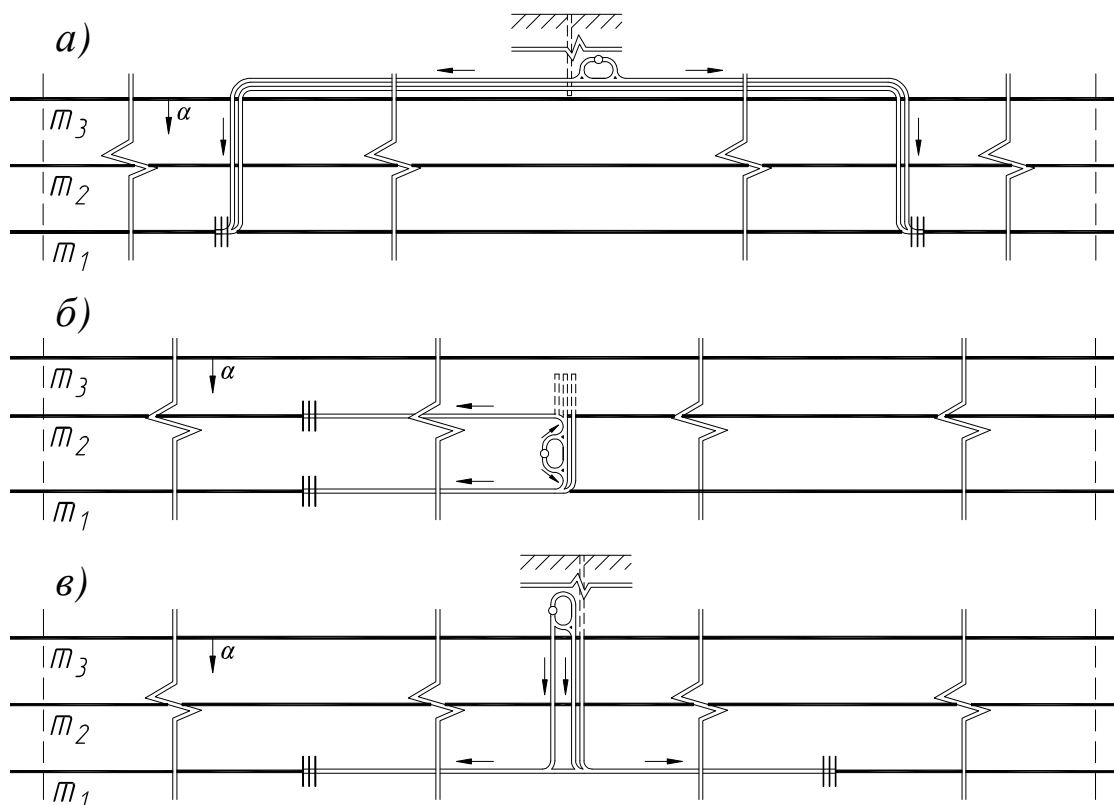


Рис. 6.1. Примеры подготовки горизонта при подаче свежего воздуха по стволу (стволам) более  $9216 \text{ м}^3/\text{мин}$ :

*а – проведение спаренных воздухоподающих квершлагов; б – разделение потока воздуха при индивидуальной пластовой подготовке; в – разделение потока воздуха при групповой полевой подготовке*

В работе № 3 принималось предварительное решение о числе одновременно разрабатываемых пластов. Теперь необходимо принять окончательное решение по этому вопросу. При этом следует учесть, что одновременная отработка двух или трёх пластов в одном крыле шахтного поля может быть принята с целью обеспечения защитной выемки при разработке пластов, опасных по горным ударам или внезапным выбросам угля и газа.

После принятия решения о способе подготовки необходимо определиться, будет ли на шахте сооружаться транспортный горизонт или выработки, формирующие способ подготовки, будут расположены в наклонной плоскости, а также с порядком отработки шахтного поля (по пластам или выемочным ступеням). За-

тем нужно определиться с основными вскрывающими выработками. Для представленных в исходных данных вариантов (относительно небольшая глубина) рекомендуется проведение главного конвейерного ствола. Вспомогательные стволы принимаются согласно рекомендациям, полученным в результате выполнения работы № 4. При этом если установлена необходимость деления на блоки, рекомендуется принять групповую подготовку. Теперь, когда есть принципиальное решение обо всех вскрывающих выработках, следует предварительно спроектировать конкретный вариант схемы вскрытия.

Далее параметры схемы вскрытия и подготовки конкретизируются путём деления шахтного поля и шахтопластов на части. Вначале следует определить наклонную высоту яруса (рис. 6.2):

$$H_{\text{яр}} = l_{\text{л}} + h_{\text{ц}} + \sum h_{\text{шт}}, \quad (6.1)$$

где  $H_{\text{яр}}$  – наклонная высота яруса, м;  $l_{\text{л}}$  – длина лавы, м;  $h_{\text{ц}}$  – ширина целика, оставляемого между выемочными столбами, м;  $\sum h_{\text{шт}}$  – суммарная ширина штреков в ярусе, м.

Выбор варианта системы разработки производится в зависимости от мощности пласта и наличия осложняющих факторов. Определение ширины целиков будет рассмотрено в дисциплине «Управление состоянием массива горных пород». В данной работе можно её принять  $15 \div 20$  м, а ширину штрека – 4 м.

Так как при панельной подготовке наклонная высота выемочной ступени равна наклонной высоте панели (до 1500 м), то их размер, а следовательно, отметка заложения транспортного горизонта определяются исходя из целого числа ярусов в панели:

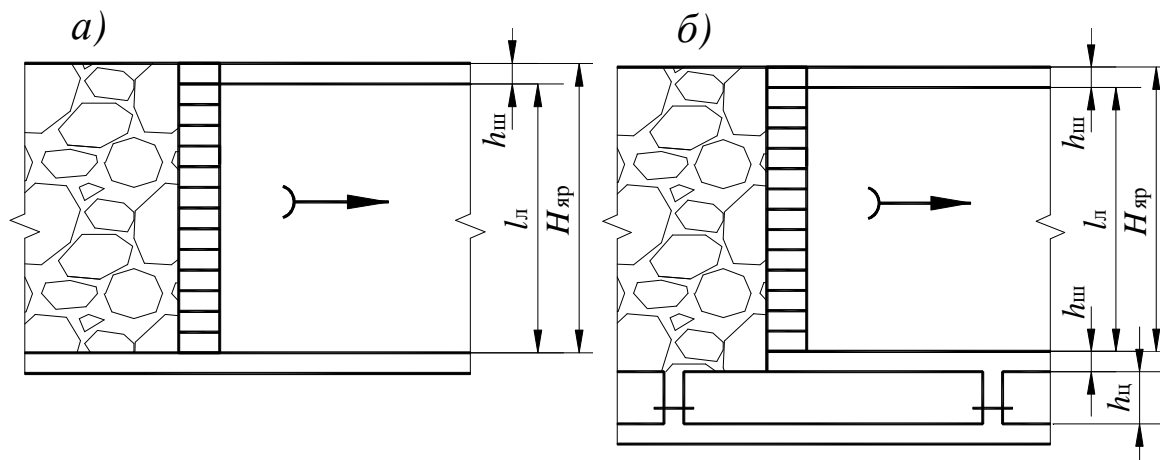
$$n_{\text{яр}} = \frac{1500}{H_{\text{яр}}}, \quad (6.2)$$

где  $n_{\text{яр}}$  – расчётное число ярусов;  $H_{\text{яр}}$  – наклонная высота яруса, м.

Полученное расчётное значение округляется до целого в меньшую сторону и умножается на наклонную высоту яруса. Это и будет наклонная высота бремсберговой выемочной ступени (отметка заложения транспортного горизонта):

$$H_{\text{стб}} = n_{\text{я}} \cdot H_{\text{яр}}, \quad (6.3)$$

где  $H_{стб}$  – наклонная высота бремсберговой выемочной ступени;  
 $n_{я}$  – принятое число ярусов;  $H_{яр}$  – наклонная высота яруса, м.



*Рис. 6.2. Определение наклонной высоты яруса при отработке длинными столбами по простиранию:*

*а – с сохранением выработок для повторного использования;  
 б – с оставлением межлавных целиков*

Если сооружение транспортного горизонта не предполагается, значение  $n_{я}$  определяется для пласта в целом. В этом случае, скорее всего, будет различный размер выемочных ступеней по пластам, определяемый по фактическому месту пересечения вскрывающей выработкой конкретного шахтопласта.

Деление шахтного поля по простиранию на крылья или блоки обуславливается результатом выполнения работы № 4. Деление шахтопластов на панели по простиранию следует произвести исходя из рекомендаций, представленных в лекциях и нормах [11].

На завершающем этапе выполнения работы изображают схему вскрытия и способ подготовки шахтного поля с учётом принятого деления на части. Показывается состояние горных работ при первом эксплуатационном периоде. При защите лабораторной работы необходимо чётко указать, как будет изменяться технологическая схема шахты по мере отработки запасов. В связи с этим в некоторых вариантах нужен будет дополнительный чертеж с состоянием горных работ в другой эксплуатационный период. На листе графической части необходимо также представить: наклонную высоту яруса, число ярусов и размер бремсберговой и уклонной части; количество и размер по простиранию панелей; длину и площадь поперечного сечения конвейерных и воздухоподающих выработок общешахтного и пластового значения.

## Пример выполнения работы

Анализ исходных данных и результатов предыдущих работ показывает следующее. Пласты  $m_4$  и  $m_5$  опасны по внезапным выбросам угля и газа – их подготовка должна быть полевой. Пласты  $m_1$ ,  $m_2$  и  $m_4$ ,  $m_5$  являются сближенными. Принимаем комбинированную подготовку шахтного поля (в части конвейерных выработок): групповую для пластов  $m_1$ ,  $m_2$ ,  $m_4$  с расположением группового штрека в почве пласта  $m_2$  и индивидуальную полевую для пласта  $m_5$ . Оставляем в силе предварительные решения о числе одновременно разрабатываемых пластов и делении пластов на панели, принятые в работе № 3.

Исходя из угла падения пластов принимаем решение не сооружать транспортный горизонт. Порядок отработки шахтного поля: для пластов  $m_1$  и  $m_2$  – по пластам, а для пластов  $m_4$  и  $m_5$  – по выемочным ступеням (изменен относительно предварительного решения в работе № 3). Основными вскрывающими выработками будут: конвейерный ствол, проведённый вкрест линии падения; вертикальный ствол диаметром 6 м (см. работу № 4), проведённый по границе шахтного поля по падению; шурфы. Предварительно принимаем комбинированную схему вскрытия.

Определяем наклонную высоту яруса. Длина лавы на пластах  $m_1$  и  $m_2$  предполагается 220 м, а на  $m_4$  и  $m_5$  – 200 м (см. работу № 3). Для всех пластов принимается система разработки с сохранением выработок для повторного использования. Получаем:

$$H_{\text{яp1}} = H_{\text{яp2}} = 220 + 4 = 224 \text{ м}; \quad H_{\text{яp4}} = H_{\text{яp5}} = 200 + 4 = 204 \text{ м}.$$

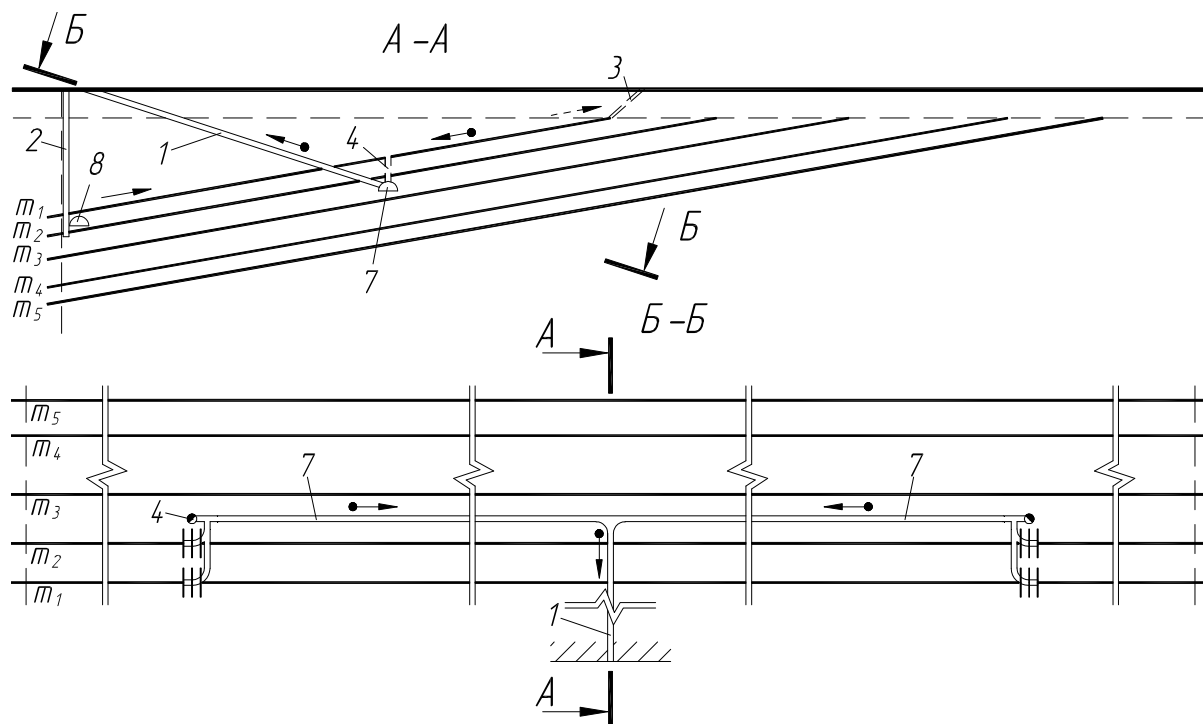
Далее определим количество ярусов на каждом пласте:

$$n_{\text{яp1}} = \frac{1212}{224} \approx 5,4; \quad n_{\text{яp2}} = \frac{1446}{224} \approx 6,4; \quad n_{\text{яp4}} = \frac{2090}{204} \approx 10,2;$$

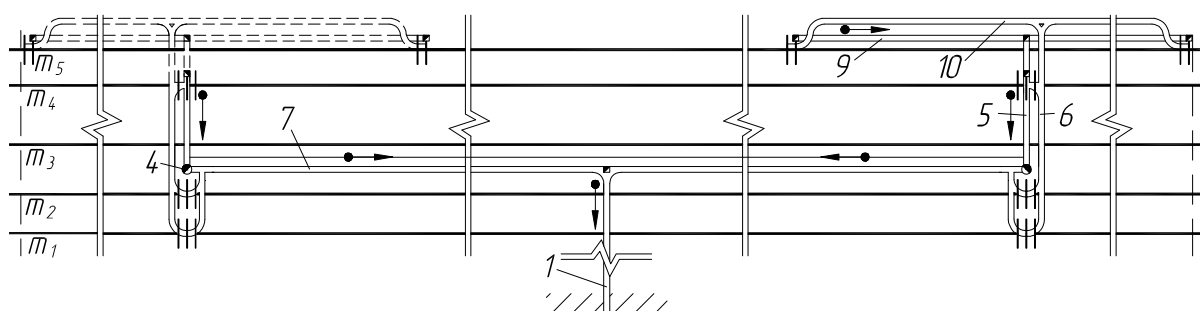
$$n_{\text{яp5}} = \frac{2300}{204} \approx 11,3. \quad \text{Принимаем } n_{\text{я1}} = 5, n_{\text{я2}} = 6, n_{\text{я4}} = 10, n_{\text{я5}} = 11.$$

Окончательно принимаем комбинированную схему вскрытия с промежуточными гезенками и квершлагами при комбинированной подготовке. Воздухоподающие штреки будут групповые (1-2 и 4-5) и индивидуальные (для бремсберговой части пласта  $m_5$ ). Углубку воздухоподающего ствола и проведение группового

воздухоподающего штрека 4-5 необходимо будет производить для отработки уклонных панелей пластов  $m_4$  и  $m_5$ .



*Подготовка шахтного поля в период отработки пластов  $m_4$  и  $m_5$*



1 – конвейерный ствол ( $12,4 \text{ м}^2$ , 660 м); 2 – клетевой ствол ( $28,26 \text{ м}^2$ , 320 и 460 м); 3 – шурф; 4 – промежуточный гезенк; 5 – конвейерный промквершлаг ( $12,4 \text{ м}^2$ , 283 м); 6 – вспомогательный промквершлаг ( $17,2$  и  $10,3 \text{ м}^2$ , 445 м); 7 – групповой конвейерный штрек ( $12,4 \text{ м}^2$ , 3350 м); 8 – групповой воздухоподающий штрек 1-2 ( $17,2 \text{ м}^2$ , 3350 м); 9 – полевой конвейерный штрек пласта  $m_5$  ( $12,4 \text{ м}^2$ , 2230 м); 10 – полевой воздухоподающий штрек пласта  $m_5$  ( $10,3 \text{ м}^2$ , 2230 м)

### Примеры контрольных вопросов

1. Что называют вскрытием шахтного поля?
2. Какие способы подготовки вы знаете?
3. Сколько панелей по простиранию на каждом пласте?
4. Какая схема вскрытия применена в вашей работе?
5. Какой способ подготовки применен в вашей работе?



## Список рекомендуемой литературы

1. Федеральный государственный образовательный стандарт высшего профессионального образования по направлению подготовки (специальности) 130400 Горное дело (утв. приказом Министерства образования и науки РФ от 24 января 2011 г. № 89).

2. Подземная разработка пластовых месторождений (практикум для студентов) / П. В. Егоров [и др.]. – Москва : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 1995. – 217 с.

3. Инструкция по расчёту промышленных запасов, определению и учёту потерь угля (сланца) в недрах при добыче : утв. Минтопэнерго 11.03.1996 г. – Москва, 1996. – 46 с.

4. Протокол заседания комиссии Госплана СССР № 331 от 13 июля 1960 г.

5. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчёта запасов месторождений твёрдых полезных ископаемых. Угли и горючие сланцы : утв. распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. – Москва, 2007. – 49 с.

6. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Москва : Макеевка-Донбасс, 1989. – 298 с.

7. Рудничная вентиляция : справочник / Н. Ф. Гращенков, А. Э. Петросян, М. А. Фролов [и др.] / под ред. К. З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1988. – 440 с.

8. Правила безопасности в угольных шахтах. (утв. приказом № 550 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19.11.2013 г.).

9. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса. – Кемерово, 2007. – 72 с.

10. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа. РД 05-350-00 (утв. постановл. № 14 Госгортехнадзора от 04.04.2000 г.).

11. Временные нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. ВНТП. 1–92. – Москва : М-во топлива и энергетики РФ, 1993. – 111 с.

12. ГОСТ Р 51748–2001. Крепи металлические податливые рамные. Крепь арочная. Общие технические условия. – Москва : Госстандарт, 2001. – 11 с.

13. Инструкция по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах России (утв. приказом № 610 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 17.12.2013 г.).

Составители  
Филимонов Константин Александрович  
Зорков Данил Викторович

**ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**  
**Часть 1. Вскрытие и подготовка шахтного поля**

Методические указания к лабораторным работам для студентов  
специальности 21.05.04 «Горное дело», образовательная  
программа «Подземная разработка пластовых месторождений»,  
всех форм обучения

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 18.04.2016. Формат 60×84/16.

Бумага офсетная. Отпечатано на ризографе.

Уч.-изд. л. 3,6. Тираж 20 экз. Заказ 175

КузГТУ. 650000. Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Издательский центр КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А.