

К ВОПРОСУ О ПРИМЕНЕНИИ РАЙОННОЙ (СЕКЦИОННОЙ) ВЕНТИЛЯЦИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ КУЗНЕЦКОГО БАСЕЙНА

А. Ф. КАРАТАЕВ

Общие замечания

Все угольные шахты Кузнецкого бассейна являются газовыми. Исключение составляют шахты, разрабатывающие угольные пласты до глубины в 50—70 м от поверхности: они не газовые.

Из сводного графика количества воздуха, подлежащего подаче в шахту, в зависимости от суточной производительности шахты (рис. 1), видно, что

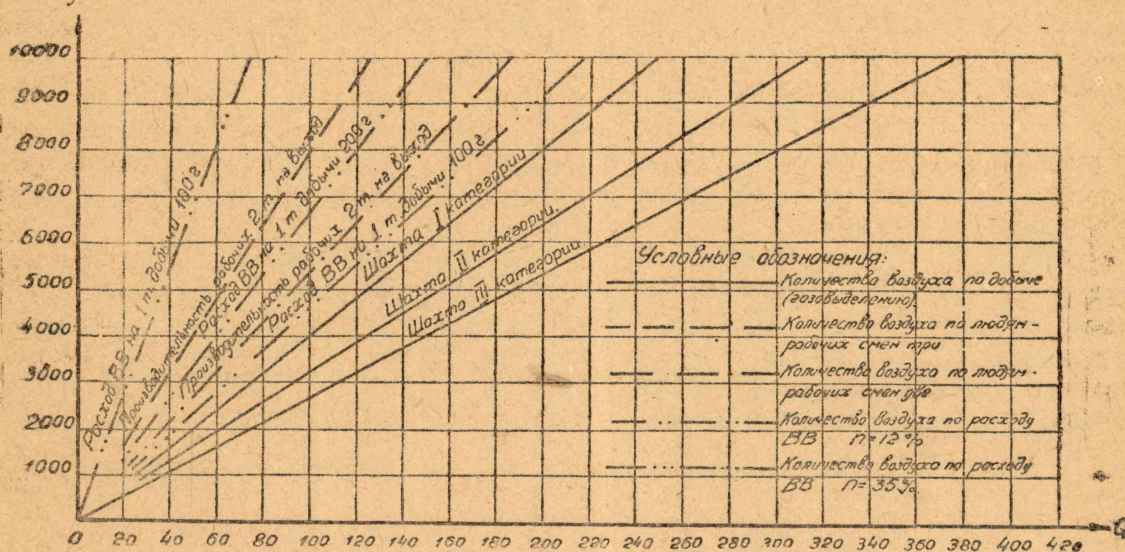


Рис. 1. Сводный график количества воздуха, подлежащего подаче в шахту, в зависимости от суточной производительности шахты.

главным фактором, определяющим это количество воздуха, является газовыделение пластов.

На угольных шахтах Кузнецкого бассейна наблюдается возрастание газовыделения пластов с глубиной, в связи с чем возникает необходимость подачи в шахты весьма больших количеств воздуха (табл. 1).

Общая депрессия шахты определяется по формуле:

$$h = R \cdot Q^2, \quad (1)$$

где R — общее сопротивление шахты, Q — количество воздуха, подлежащего подаче в шахту в куб. м/сек.

Таблица 1

Количество воздуха, подлежащего подаче в шахту в $\text{м}^3/\text{сек}$ в зависимости от газообильности

Суточная производ. шахты в m	Выделение газа метана в м^3 на 1 m суточной добычи							
	5	10	15	20	25	30	35	40
	Количество воздуха, подаваемое в шахту в $\text{м}^3/\text{сек}$							
1000	25	31.3	37.5	46.4	58.0	69.6	81.2	92.8
2000	50	62.5	75.0	93.0	116.0	139.0	162.0	185.0
3000	75	94.0	113.0	139.0	174.0	209.0	244.0	278.0
4000	100	125.0	150.0	185.0	232.0	278.0	325.0	370.0
5000	125	156.0	187.0	232.0	290.0	348.0	405.0	462.0
6000	150	187.0	225.0	278.0	348.0	418.0	486.0	555.0
7000	175	218.0	263.0	335.0	405.0	485.0	568.0	648.0
8000	200	250.0	300.0	370.0	463.0	555.0	650.0	750.0
9000	225	282.0	337.0	416.0	521.0	625.0	730.0	830.0
10000	250	313.0	375.0	464.0	586.0	693.0	812.0	928.0

Количество воздуха, подлежащего подаче в шахту, входит в формулу (1) в квадрате; это приводит к значительному увеличению депрессии при увеличении Q .

Пример. Суточная производительность шахты $A = 5000 m$, относительная газообильность $Q_{\text{от}} = 15 \text{ м}^3$ на m суточной добычи, количество воздуха, подлежащего подаче в шахту, $Q = 187 \text{ м}^3/\text{сек}$. (табл. 1), удельное сопротивление шахты $R = 0.013$ (проветривание легкое).

Тогда общая депрессия шахты будет

$$h = R \cdot Q^2 = 0.013 \cdot 187^2 = 455 \text{ мм вод. ст.}$$

Это указывает на то, что для подачи требуемого по газообильности количества воздуха в данную шахту необходима общая депрессия шахты больше предельно допустимой в 300 мм вод. ст.

Общую депрессию шахты, при существующей рациональной схеме проветривания, можно уменьшить 1) уменьшением сопротивления шахты путем увеличения сечения горных выработок, 2) осуществлением секционного проветривания, когда шахта в целом разбивается на ряд районов с самостоятельной системой проветривания.

Сопротивление горных выработок определяется по формуле:

$$R = \alpha \frac{L \cdot P}{S^3}, \quad (2)$$

где α — коэффициент трения, L — длина выработки в m , P — периметр выработки в m , S — площадь поперечного сечения выработки в кв. м .

Для трапециевидных выработок $P = 4.16 \sqrt{S}$. Подставляя это значение в формулу (2), получим:

$$R = \alpha \frac{L \cdot 4.16 \sqrt{S}}{S^3} \text{ или } R = \alpha \frac{4.16 L}{S^{2.5}}, \quad (3)$$

откуда видно, что незначительное увеличение площади поперечного сечения выработки сильно сокращает ее сопротивление; но увеличение поперечного сечения выработки приводит к увеличению горного давления на выработку, что создает большие трудности в ее поддержании.

Осуществление секционного проветривания шахты требует проходки дополнительных шахт.

Для суждения о целесообразности секционного проветривания подвергнем анализу существующие в Кузнецком бассейне стандартные сечения горных выработок.

Анализ стандартных сечений горных выработок

При разработке каменноугольных месторождений эксплуатационные выработки одновременно являются и вентиляционными: они используются и для подачи свежего воздуха в место работ [1, 389].

Анализ стандартных сечений горных выработок будет заключаться в определении поперечного сечения по грузовому потоку в зависимости от назначения горной выработки и проверке этих сечений из условий максимально допустимой скорости движения по ним воздуха, т. е. по условиям проветривания.

Вскрытие шахтного поля принимаем вертикальными шахтами с этажными квершлагами, как наиболее распространенный способ вскрытия месторождений в Кузнецком бассейне.

Анализ поперечного сечения подъемного ствола

При любой схеме проветривания шахт подъемный ствол (скиповой или клетевой), служащий для выдачи на поверхность полезного ископаемого, используется для вентиляции: через него воздух поступает в подземные выработки или выдается из шахты на поверхность.

В Кузнецком бассейне поперечное сечение стволов шахт чаще принимается круглым. В качестве крепежного материала употребляется бетон. Этот материал практически имеет широкое применение, так как он обеспечивает надежность крепления при любых свойствах горных пород и величине горного давления. Срок службы таких стволов шахт весьма значителен, благодаря чему стволы служат более 20 лет, обеспечивая нормальный режим работы и не требуя ремонта. При проходке стволов круглой формы достигается наибольшая простота работ по выемке породы. При одинаковых площадях поперечного сечения круглые стволы оказывают меньшее сопротивление движению воздуха, чем прямоугольные. Отношение общей площади поперечного сечения круглого ствола шахты к полезной на 30% больше, чем при прямоугольной форме сечения. На газовых шахтах часто поперечное сечение стволов по условиям вентиляции получается больше, чем по грузовому потоку.

При анализе поперечного сечения подъемного ствола будем рассматривать в последующем изложении только круглую форму сечения стволов. Сначала расчет поперечного сечения подъемного ствола производим по грузовому потоку для суточной производительности шахты A от 1000 до 10000 t и глубине от 100 до 1000 m .

Определяем минимальную продолжительность одного подъема из условий допустимых максимальных ускорений, замедлений и скоростей подъема. Подъем принимаем скиповой, со скипом, разгружающимся через дно. Ускорение j_1 и замедление j_3 берем равными, т. е.

$$j_1 = j_3 = 1 \text{ м/сек}^2.$$

Высоту подъема определяем по формуле

$$H = H_1 + H_2 + H_3 + H_4, \quad (4)$$

где H_1 — глубина шахты до рабочего горизонта в m , H_2 — высота подземного бункера в m , H_3 — высота поверхностного бункера в m , H_4 — превышение рамы скипа над кромкой бункера в m .

Для первого горизонта глубиной в 100 m высота подъема будет

$$H = H_1 + H_2 + H_3 + H_4 = 100 + 15 + 12 + 3 = 130.$$

Максимально допустимая скорость подъема определится по формуле

$$V_{\max} = 0.8 \sqrt{H}, \quad (5)$$

где H — высота подъема в м

$$V_{\max} = 0.8 \sqrt{H} = 0.8 \sqrt{130} = 9.1 \text{ м/сек.}$$

Минимальную продолжительность одного подъема определим по диаграмме скоростей (рис. 2).

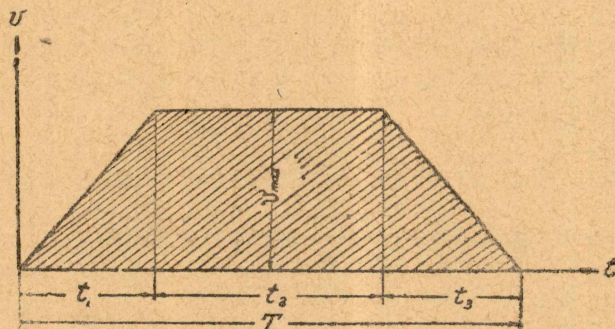


Рис. 2. Диаграмма скоростей скипового подъема.

Продолжительность периода ускорения:

$$t_1 = \frac{V_{\max}}{j_1} = \frac{9.1}{1} = 9.1 \text{ сек.} \quad (6)$$

Продолжительность периода замедления:

$$t_3 = \frac{V_{\max}}{j_2} = \frac{9.1}{1} = 9.1 \text{ сек.} \quad (7)$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за время ускорения,

$$x_1 = \frac{1}{2} t_1 V_{\max} = \frac{9.1}{2} \cdot 9.1 = 41.5 \text{ м.} \quad (8)$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за время замедления,

$$x_3 = \frac{1}{2} t_3 V_{\max} = \frac{9.1}{2} \cdot 9.1 = 41.5 \text{ м.} \quad (9)$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за период равномерного подъема,

$$x_2 = H - (x_1 + x_3) = 130 - (41.5 + 41.5) = 47 \text{ м.} \quad (10)$$

Продолжительность периода равномерного подъема

$$t_2 = \frac{x_2}{V_{\max}} = \frac{47}{9.1} = 5.2 \text{ сек.} \quad (11)$$

Продолжительность одного подъема

$$T = t_1 + t_2 + t_3 = 9.1 + 5.2 + 9.1 \cong 24 \text{ сек.} \quad (12)$$

Определяем экономичность подъемной установки.

Средняя скорость подъема при принятых параметрах

$$V_{\text{ср}} = \frac{H}{T} = \frac{130}{24} = 5.42 \text{ м/сек.} \quad (13)$$

Множитель скорости:

$$\alpha = \frac{V_{\max}}{V_{\text{ср}}} = \frac{9.1}{5.42} = 1.68. \quad (14)$$

Для экономичного скипового подъема α должна равняться 1.1—1.3. Следовательно, принятие скорости подъема по формуле $V_{\max} = 0.8\sqrt{H}$ дает неэкономичную подъемную установку. Приняв скорость подъема равной половине максимальной допустимой скорости, т. е.

$$V'_{\max} = 0.5 V_{\max} = 0.5 \cdot 9.1 \cong 4.5 \text{ м/сек},$$

ведем пересчет.

Продолжительность периода ускорения:

$$t_1 = \frac{V'_{\max}}{j_1} = \frac{4.5}{1} = 4.5 \text{ сек.}$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за время ускорения,

$$x_1 = \frac{1}{2} t_1 \cdot V'_{\max} = \frac{4.5}{2} \cdot 4.5 = 10.1 \text{ м.}$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за время замедления,

$$x_3 = \frac{1}{2} t_3 V'_{\max} = \frac{4.5}{2} \cdot 4.5 = 10.1 \text{ м.}$$

Путь, пройденный подъемным сосудом за период равномерного движения,

$$x_2 = H - (x_1 + x_3) = 130 - (10.1 + 10.1) = 109.8 \text{ м.}$$

Продолжительность периода равномерного движения

$$t_2 = \frac{x_2}{V'_{\max}} = \frac{109.8}{4.5} = 24.4 \text{ сек.}$$

Продолжительность одного подъема

$$T = t_1 + t_2 + t_3 = 4.5 + 24.4 + 4.5 \cong 34 \text{ сек.}$$

Проверим экономичность подъемной установки:

$$V_{\text{ср}} = \frac{H}{T} = \frac{130}{34} = 3.83 \text{ м/сек.},$$

$$\alpha = \frac{V'_{\max}}{V_{\text{ср}}} = \frac{4.5}{3.83} = 1.18.$$

$\alpha < 1.3$, следовательно, подъемная установка с вышепринятыми допущениями стала экономичной.

Полное время одного подъема

$$T_1 = T + \theta, \quad (15)$$

где θ — пауза, т. е. время, потребное на погрузку и разгрузку подъемного сосуда,

$$T_1 = T + \theta = 34 + 10 = 44 \text{ сек.}$$

Аналогично делаем расчет времени одного подъема для глубины до 1000 м с интервалами через 100 м, результаты подсчета сводим в табл. 2.

Таблица 2. Продолжительность одного подъема и величины груза, выдаваемого за один подъем

Глубина шахты в м	Высота подъема в м	Скор. подъема в м/сек	Полное время 1 подъема в сек	Величина груза, выдаваемого за один подъем в тоннах									
				Суточная производительность шахты в тоннах									
				1000	2000	3000	4000	5000	6000	7000	8000	9000	10000
100	130	4.5	44	1.00	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	8.00	8.00	9.00	10.00
200	230	6.0	55	1.30	2.50	3.80	5.00	6.30	7.60	10.10	10.00	11.40	12.70
300	330	7.0	64	1.50	3.00	4.40	5.90	7.30	8.75	11.70	11.70	13.20	14.60
400	430	8.0	72	1.70	3.30	5.00	6.60	8.30	9.80	13.10	13.10	14.80	16.50
500	530	9.0	78	1.80	3.60	5.40	7.20	8.30	10.60	14.30	14.30	16.00	17.80
600	630	10.0	84	1.90	3.90	5.70	7.60	9.50	11.40	15.20	15.20	17.10	19.00
700	730	10.5	90	2.00	4.20	6.30	8.30	10.30	12.40	16.60	16.60	18.60	20.70
800	830	11.5	94	2.10	4.40	6.60	8.80	10.80	13.00	17.30	17.30	19.50	21.50
900	930	12.0	99	2.20	4.60	6.90	9.10	11.40	13.70	18.20	18.20	20.40	22.60
1000	1030	13.0	102	2.30	4.80	7.20	9.40	11.80	14.20	18.60	18.60	21.20	23.50

Определяем величину груза, выдаваемого за один подъем, для шахты суточной производительности $A = 1000 \text{ т}$, глубиной 100 м , высотой подъема $H = 130 \text{ м}$ и продолжительностью одного подъема $T_1 = 44 \text{ сек}$.

Часовая производительность шахты

$$A_{\text{ч}} = \frac{A \cdot k}{t}, \quad (16)$$

где A — суточная производительность шахты в т , k — коэффициент неравномерности, t — число часов работы подъема в сутки

$$A_{\text{ч}} = \frac{A \cdot k}{t} = \frac{1000 \cdot 1.15}{14} = 82.1 \text{ т.}$$

Число подъемов в час

$$n = \frac{3600}{T_1} = \frac{3600}{44} = 82. \quad (17)$$

Величина выдаваемого груза за один подъем

$$G = \frac{A_{\text{ч}}}{n} = \frac{82.1}{82.0} = 1 \text{ т.} \quad (18)$$

Также подсчитываем величину груза, выдаваемого за один подъем, для глубины в 1000 м с интервалами через 100 м и суточных производительностей шахт до 10000 т с интервалами в 1000 т . Результат подсчета сводим в табл. 2.

По данным табл. 2 строим график максимальной величины груза, выдаваемого за один подъем, в зависимости от глубины и суточной производительности шахты (рис. 3). По оси абсцисс откладываем величину груза, поднимаемого за один раз в тоннах, а по оси ординат — суточную производительность шахты в тоннах.

Рассчитываем поперечное сечение подъемного ствола из условия допустимой скорости движения воздуха по стволу. Количество воздуха, которое возможно пропустить через определенное сечение ствола, определится по формуле

$$Q_{\text{сек}} = S \cdot V \cdot \varphi, \quad (19)$$

где $Q_{\text{сек}}$ — количество воздуха, подлежащее подаче в шахту в $\text{м}^3/\text{сек}$, S —

площадь поперечного сечения ствола в m^2 , V — допустимая скорость движения воздуха в $m/сек$, φ — коэффициент полезного¹⁾ сечения ствола.
Для круглого ствола

$$S = \frac{\pi D^2}{4} \text{ или } S = 0.785 D^2, \quad (20)$$

где D — диаметр ствола шахты в m .

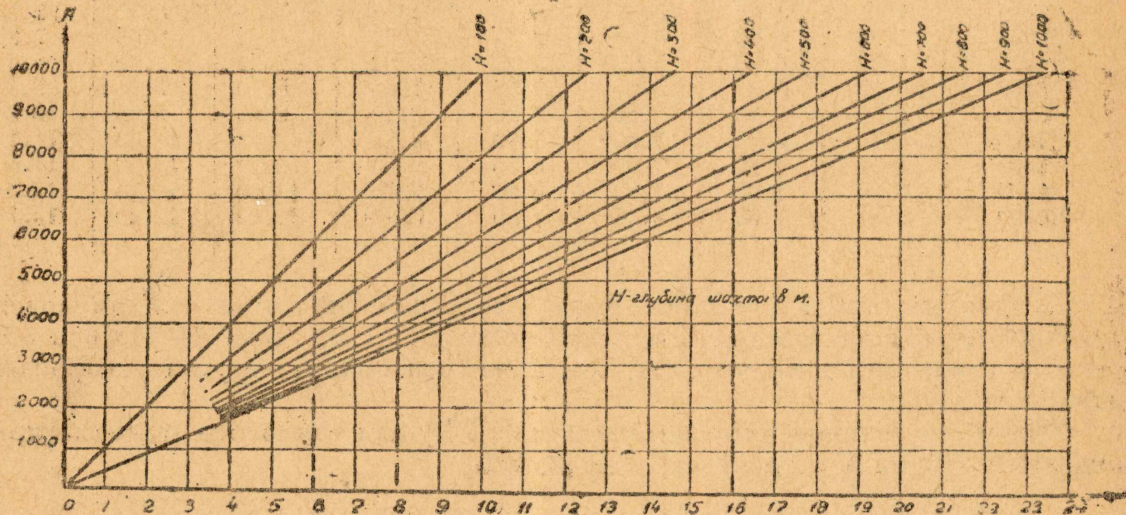


Рис. 3. График величины груза, подлежащего выдаче за один подъем в зависимости от суточной производительности шахты и ее глубины

Подставляя значение S , выраженное через D , в формулу (19), получим

$$Q_{сек} = 0.785 \cdot D^2 \cdot V \cdot \varphi,$$

откуда

$$D^2 = \frac{Q_{сек}}{0.785 V \cdot \varphi}.$$

При $V = 8 m/сек$ и $\varphi = 0.85$,

$$D^2 = \frac{Q_{сек}}{0.785 \cdot 8 \cdot 0.85} = \frac{Q_{сек}}{5.32},$$

$$D = \frac{1}{\sqrt{5.32}} \sqrt{Q_{сек}},$$

$$D = 0.432 \sqrt{Q_{сек}}. \quad (21)$$

Для шахты суточной производительности $A = 5000 m$, в которую необходимо подавать воздуха $1 m^3/мин$ на $1 m$ добычи (относительная газообильность $5 m^3$ на $1 m$ добычи) по табл. 1 $Q_{сек} = 125 m^3/сек$. Диаметр ствола этой шахты будет:

$$D = 0.432 \sqrt{Q_{сек}} = 0.432 \sqrt{125} = 0.432 \cdot 11.2 = 4.85 m.$$

Аналогично ведем расчет диаметров стволов для шахт суточной производительности от 1000 до $10000 m$ и относительной газообильности от 5 до $40 m^3$ на $1 m$ добычи. Результат подсчета сводим в табл. 3.

¹⁾ Сечение в свету крепи с учетом армировки.

Таблица 3. Диаметры стволов, определяемые количеством воздуха, подлежащего подаче в шахту в зависимости от ее газообильности

Суточная производит. шахты в <i>m</i>	Выделение газа метана в м ³ на 1 <i>m</i> суточной добычи							
	5	10	15	20	25	30	35	40
	Диаметры стволов в <i>m</i>							
1000	2.17	2.43	2.65	2.95	3.30	3.62	3.9	4.18
2000	3.06	3.43	3.75	4.18	4.65	5.10	5.5	5.9
3000	3.75	4.20	4.60	5.10	5.70	6.25	6.75	7.2
4000	4.32	4.90	5.30	5.90	6.60	7.20	7.80	8.3
5000	4.85	5.40	5.90	6.60	7.35	8.10	8.70	9.3
6000	5.30	5.90	6.50	7.20	8.10	8.85	9.55	10.2
7000	5.70	6.35	7.00	7.90	8.70	9.55	10.30	11.1
8000	6.12	6.82	7.50	8.35	9.30	10.20	11.10	11.8
9000	6.50	7.25	7.90	8.80	9.30	11.00	11.70	12.3
10000	6.85	7.65	8.35	9.35	10.40	11.40	12.40	13.1

По данным табл. 3 строим график зависимости диаметров стволов от суточной производительности и газообильности шахты (рис. 4). По оси абсцисс откладываем диаметры стволов, а по оси ординат—суточную производительность шахт.

В каменноугольной промышленности СССР для скипового подъема применяются два типа сечений стволов [2; 225].

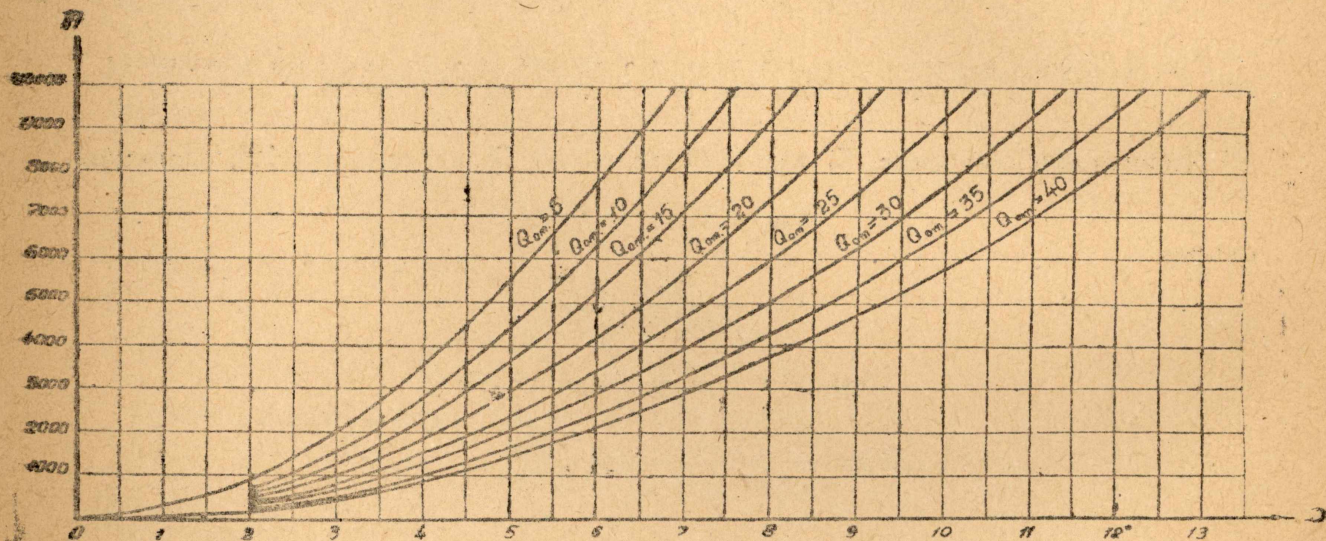


Рис. 4. График зависимости диаметров стволов шахт от суточной производительности и газообильности.

Тип I—круглое поперечное сечение стволов, с двумя скипами и лестничным отделением. Диаметры стволов 4.5; 5.0 и 5.5 м., емкость скипов: 4;6 и 8 *m* (рис. 5).

Тип X—круглое поперечное сечение стволов, четыре скипа. Диаметры стволов 6.0, 6.0 и 6.5 м, емкость скипов 4;6 и 8 *m* (рис. 6).

На графике величины груза, подлежащего выдаче за один подъем, рис. 3, где по оси *x* отложены величины поднимаемого груза *G*, а по оси *y*—суточные производительности шахт *A*, из точек 4,6 и 8 восстанавливаем перпендикуляры. Эти точки соответствуют стандартной емкости скипов. Точки пересечения этих перпендикуляров с линиями, выходящими из начала координат, укажут, для какой суточной производительности шахты соответствует данный скип, а соответственно и стандартное сечение ствола.

На основании графика 3 можно без дополнительных расчетов установить:

1) пропускную способность по грузовому потоку сечений стволов тип I и тип X,

2) сечение ствола тип X, с диаметром стволов 6,6 и 6,5 м и емкостью скипов 4,6 и 8 т обеспечивает выдачу с тех же глубин, что и тип I, в два раза большую добычу, потому что имеет две пары скипов. Это видно из графика (рис. 3), если восстановить перпендикуляры из точек 8, 12, 16, соответствующих емкости двух пар скипов.

Если на графике зависимости диаметров стволов шахт от суточной производительности и газообильности шахт (рис. 4), где по оси x отложены диа-

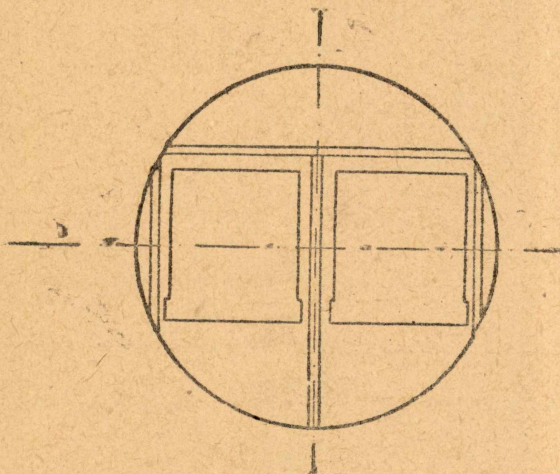


Рис. 5. Типовое сечение ствола шахты.

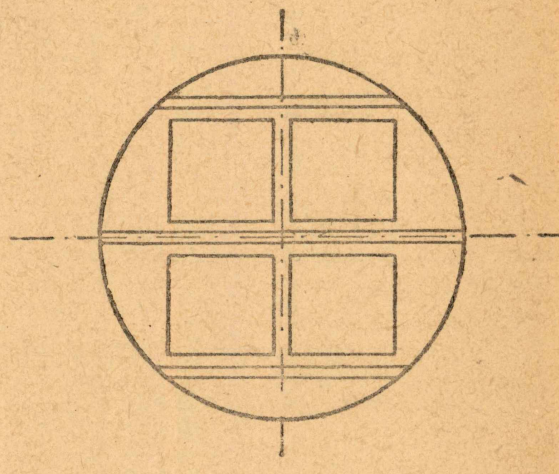


Рис. 6. Типовое сечение ствола шахты.

метры стволов, а по оси y суточные производительности шахт, из точек 4,5; 5,0; 5,5; 6,0 и 6,5, находящихся на оси x и соответствующих диаметрам стандартных сечений стволов, восстановить перпендикуляры, то точки пересечения этих перпендикуляров с кривыми, выходящими из начала координат, укажут суточные производительности шахт, которым соответствуют данные диаметры стволов по условиям вентиляции (т. е. допустимой скорости движения воздуха по стволу) в зависимости от газообильности шахты.

Для наглядного сопоставления соответствия сечения ствола шахты грузовому потоку и вентиляции строим сводный график (рис. 7) пропускной способности ствола по грузовому потоку и по вентиляции. Согласно статистическим данным можно допустить, что в условиях Кузнецкого бассейна первые 50 м глубины не дают газа, а каждые последующие 100 м глубины дают приращение газообильности на 5 м^3 на 1 т суточной добычи. Следовательно, предельная газообильность 40 м^3 на 1 т суточной добычи будет на глубине $\frac{40}{5} \cdot 100 + 50 = 850 \text{ м}$ от поверхности. По оси x откладываем глу-

бину шахты, до которой принятое сечение ствола обеспечивает требуемую суточную производительность шахты, а по оси y суточную производительность шахты. Для построения сводного графика используем графики рис. 3 и 4.

Из сводного графика (рис. 7) видно, что для газовых шахт определяющим фактором поперечного сечения ствола является газообильность, т. е. поперечное сечение ствола определяется не грузовым потоком, а условиями вентиляции. Точное поперечное сечение ствола газовой шахты определяется количеством воздуха, подлежащего подаче в шахту, в зависимости от газовыделения разрабатываемых пластов.

Поперечное сечение стволов, выбранное по условиям вентиляции для газовых шахт, вполне обеспечивает требуемый грузовой поток, и только

сечение ствола тип I с диаметром ствола 4.5 м до глубины 450 м и суточной производительности шахты более 2300 т, определяется грузovým потоком.

При вскрытии месторождения одной парой стволов (подъемным и вентиляционным) сечение стволов тип I обеспечивает в зависимости от газообильности: при диаметре стволов 5.5 м суточную производительность шахты

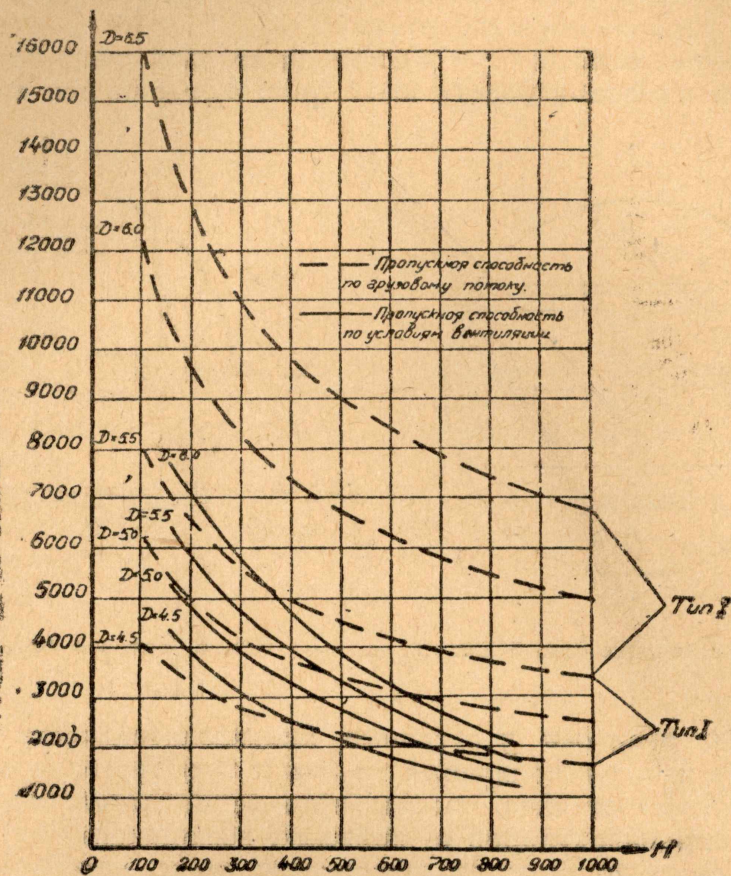


Рис. 7. График пропускной способности стволов по грузovому потоку и вентиляции.

6400 т с глубины 150 м и 1700 т с глубины 850 м, при диаметре стволов 5.0 м суточную производительность шахты 5200 т с глубины 150 м и 1400 т с глубины 850 м, при диаметре стволов 4.5 м с глубины 130 м суточную производительность шахты 4300 т и с глубины 850 м — 1200 т.

Для обеспечения суточных производительностей шахт в других пределах вскрытие необходимо производить не одной парой стволов или принимать увеличенные диаметры стволов.

Сечение стволов тип X для газовых шахт является неприемлемым. Сосредоточение большого грузovого потока в одном стволе приводит к необходимости, по условиям вентиляции, закладывать дополнительный ствол для подачи в шахту требуемого количества воздуха. Конструктивная сложность сооружения стволов типа X и рудничных дворов, определяемых этим типом, сложность организации работ в период строительства и эксплуатации также указывают на неприемлемость применения этого типа стволов при вскрытии шахтного поля одной парой стволов и, следовательно, в таких случаях представляется совершенно необходимым применение секционного проветривания шахт. Этот наш вывод находит подтверждение в приказе № 53 Министерства угольной промышленности восточных районов СССР от 31 марта 1947 года, согласно которому основными типами шахт строительства

в 1947—48 гг. будут в 1000, 2000, 3000, 4000 и 5000 *t* суточной производительности. Данные производительности уже освоены и практикой Кузнецкого бассейна.

Анализ стандартных сечений стволов тип I делаем для указанных суточных производительностей шахт.

По графику пропускной способности стволов по грузовому потоку и вентиляции (рис. 7) имеем следующее:

Сечение ствола тип I диаметром 5,5 м по условиям вентиляции (газообильности) обеспечивает суточную производительность шахты:

5000 <i>t</i> с глубины	270 м
4000 <i>t</i> " "	375 м
3000 <i>t</i> " "	530 м
2000 <i>t</i> " "	750 м.

По грузовому потоку это сечение ствола обеспечивает суточную производительность:

5000 <i>t</i> с глубины	370 м
4000 <i>t</i> " "	650 м.

Сечение ствола тип I диаметром 5,0 м по условиям вентиляции обеспечивает суточную производительность шахты:

5000 <i>t</i> с глубины	170 м
4000 <i>t</i> " "	280 м
3000 <i>t</i> " "	430 м
2000 <i>t</i> " "	650 м.

По грузовому потоку это сечение обеспечивает суточную производительность шахты:

5000 <i>t</i> с глубины	190 м
4000 <i>t</i> " "	310 м
3000 <i>t</i> " "	650 м.

Сечение ствола тип I диаметром 4,5 м по условиям вентиляции обеспечивает суточную производительность шахты:

4000 <i>t</i> с глубины	180 м
3000 <i>t</i> " "	300 м
2000 <i>t</i> " "	520 м.

По грузовому потоку это сечение обеспечивает суточную производительность:

4000 <i>t</i> с глубины	100 м
3000 <i>t</i> " "	240 м
2000 <i>t</i> " "	600 м.

Из вышесказанного следует, что сечение стволов тип I является соответствующим условиям грузового потока и вентиляции для глубины до 270—300 м: 1) с диаметром ствола 5,5 м для суточной производительности в 5000 *t*, 2) с диаметром ствола 5,0 м для суточной производительности шахты 4000 *t*, 3) с диаметром ствола 4,5 м для суточной производительности шахты 3000 *t*.

Глубина 270—300 м соответствует шахте с газообильностью 10 м³ на 1 *t* суточной добычи, следовательно, сечение стволов тип I соответствует по условиям грузового потока и вентиляции для шахт с газообильностью 10 м³ на 1 *t* суточной добычи. Повышение газообильности шахт приводит к значительному расхождению величин диаметров стволов, определяемых по грузовому потоку и вентиляции (рис. 7).

Расчет поперечного сечения вентиляционного ствола

Поперечное сечение вентиляционного ствола определяется количеством воздуха, подлежащего подаче в шахту или выдаче по ней. Эти стволы обору-дуются для обеспечения вспомогательных операций (подъема и спуска людей, материалов и оборудования), а иногда они служат только для про-пуска воздуха. Поперечное сечение вентиляционных стволов и их количе-ство зависит, главным образом, от принятой схемы проветривания шахты и, точнее, от обеспечения допустимой (согласно ПТЭ) скорости движения по ним воздуха.

Расчет стандартных сечений горизонтальных откаточных выработок

Наиболее распространенной формой поперечного сечения горизонталь-ных выработок угольных шахт Кузнецкого бассейна является трапециевид-ная, потому что в качестве основного крепежного материала до сих пор при-меняется дерево. Кроме того, трапециевидная форма способна воспринимать вертикальное и боковое давление. Эта форма обеспечивает наиболее полное использование поперечного сечения при размещении оборудования и тран-спортных средств.

При неустойчивых породах и значительном сроке службы, при значитель-ном давлении боковых пород применяют бетонное крепление, а форму сече-ния—сводчатую с прямыми стенками.

При анализе сечений будем рассматривать трапециевидную форму сече-ния горизонтальных выработок и сводчатую с коробовым сводом.

Поперечное сечение откаточных горизонтальных выработок определяет-ся габаритными размерами откаточных сосудов и электровозов, количеством рельсовых путей и способом передвижения рабочих. Полученные из этих условий поперечные сечения выработок проверяются по количеству возду-ха, подлежащего подаче в шахту через данные выработки, потому что на угольных шахтах эксплуатационные выработки одновременно являются и вен-тиляционными.

На современных шахтах откатка осуществляется электровозами, поэтому при расчете стандартных сечений откаточных выработок в основу принима-ют габаритные размеры электровозов, которые имеют большие размеры, чем вагонетки.

Результаты расчета поперечного сечения стандартных откаточных выра-боток сводим в табл. 4.

Анализ поперечного сечения главного квершлага по условиям вентиляции

Поперечное сечение главного квершлага определяется (как горизонталь-ной откаточной выработки) по грузовому потоку и вентиляции.

Расчет величины поперечного сечения главного квершлага делаем для су-точных производительностей шахт от 1000 до 5000 т, потому что стандарт-ные сечения стволов тип I при вскрытии месторождения одной парой ство-лов (подъемным и вентиляционным) не могут обеспечить большую суточную производительность шахты. Это установлено на основании проведенного выше анализа стандартных сечений стволов тип I по грузовому потоку и вентиляции.

При вскрытии месторождения вертикальными шахтами с этажными квер-шлагами (основном способе вскрытия месторождений Кузнецкого бассейна) возможны следующие четыре варианта расположения ствола, подающего воз-дух в шахту:

Таблица 4. Площади поперечного сечения стандартных откаточных выработок, периметры и количество воздуха, проходящего через выработки при скорости струи 8 м/сек

Тип выработки	Форма выработки	Крепление деревянное												Крепление бетонное														
		Вагонетка 1 т						Вагонетка 2 и 3 т						Вагонетка 1 т						Вагонетка 2 т						Вагонетка 3 т		
		Аккумуляторный электровоз			Троллейный			Аккумуляторный			Троллейный			Аккумуляторный			Троллейный			Аккумуляторный			Троллейный			Аккумулят. и троллейн.		
		S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q	S	P	Q
Однопутевые	Трапециевидная	4.30	8.43	4.4	4.59	0.00	36.0	4.83	8.92	33.6	5.6	9.5	44.8															
	Сводчатая с коробовым сводом													3.93	7.6	31.8	4.35	7.58	34.8	4.44	5.18	35.5	4.68	8.41	37.5	5.1	8.61	40.8
Двухпутевые	Трапециевидная	5.85	9.98	46.8	6.83	10.64	55.0	6.90	11.1	51.2	8.15	11.17	63.2															
При скорости откатки до 1.5 м/сек	Сводчатая с коробовым сводом													5.7	9.17	45.6	6.32	9.61	50.1	7.35	1.00	53.8	8.0	10.84	64.0	8.35	11.0	63.8
	Трапециевидная	6.70	10.88	53.6	7.95	11.54	63.5	7.8	11.98	63.3	9.20	12.2	73.5															
При скорости откатки более 1.5 м/сек.	Сводчатая с коробовым сводом													7.27	9.32	5.82	7.85	10.71	62.8	8.98	11.56	71.8	9.7	11.93	77.5	10.1	12.16	80.8

в лежачем боку месторождения, шахта однокрылая (рис. 8 вариант I), между пластами, шахта однокрылая (рис. 8 вариант III), в лежачем боку месторождения, шахта двухкрылая (рис. 8 вариант II), между пластами, шахта двухкрылая (рис. 8 вариант IV).

Определяем площадь поперечного сечения главного квершлага для шахты с суточной производительностью $A = 500 \text{ т}^1$ с газообильностью 5 м^3 на 1 т суточной добычи.

Для упрощения анализа принимаем, что количество воздуха, подлежащего подаче в шахту, распределяется равномерно по крыльям и пластам.

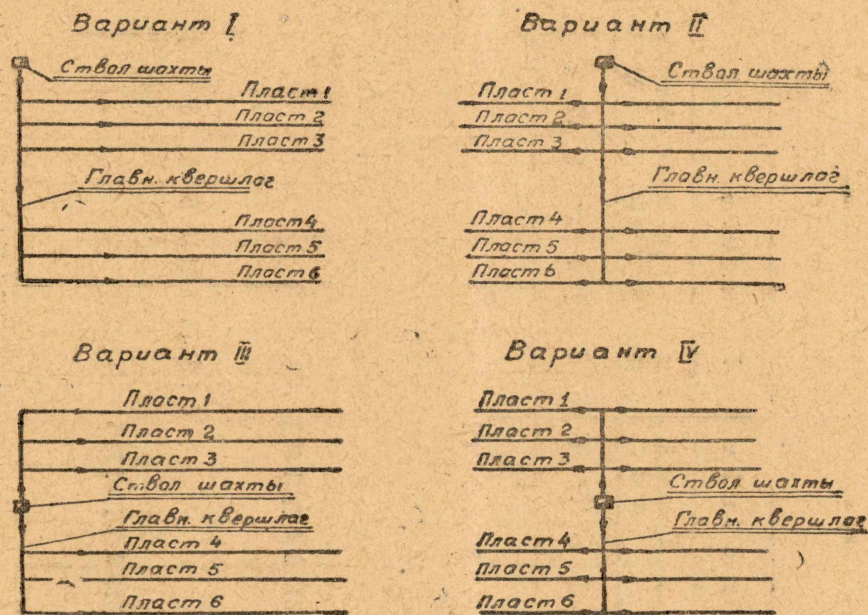


Рис. 8. Схемы возможных вариантов расположения ствола, подающего воздух в шахту.

При расположении ствола, подающего воздух в шахту, в лежачем боку месторождения по варианту I (рис. 8), площадь поперечного сечения главного квершлага определится по формуле:

$$S_I = \frac{Q_{\text{сек}}}{V},$$

где S_I — площадь поперечного сечения главного квершлага в м^2 , $Q_{\text{сек}}$ — количество воздуха, подлежащего подаче в шахту (табл. 1), V — допустимая скорость движения воздуха по этим выработкам в м/сек .

$$S_I = \frac{Q_{\text{сек}}}{V} = \frac{125}{8} = 15.65 \text{ м}^2.$$

При расположении ствола, подающего воздух в шахту, между пластами по варианту III (рис. 8), площадь поперечного сечения главного квершлага определится по формуле:

$$S_{III} = \frac{Q_{\text{сек}}}{2 \cdot V} = \frac{125}{2 \cdot 8} = 7.82 \text{ м}^2.$$

¹⁾ Максимальная производительность шахты по приказу № 53 Министерства угольной промышленности восточных районов СССР.

При расположении ствола, подающего воздух в шахту, в лежащем боку по варианту II (рис. 8), площадь поперечного сечения главного квершлага определится по формуле:

$$S_{II} = \frac{Q_{сек}}{V} = \frac{125}{8} = 15.65 \text{ м}^2.$$

При расположении ствола, подающего воздух в шахту, между пластами по варианту IV (рис. 8), площадь поперечного сечения главного квершлага определится по формуле:

$$S_{IV} = \frac{Q_{сек}}{2 \cdot V} = \frac{125}{2 \cdot 8} = 7.82 \text{ м}^2.$$

Аналогичный расчет делаем для других суточных производительностей шахты и газообильностей и результаты расчета сводим в табл. 5.

Для анализа данных табл. 5 принимаем крепление главного квершлага бетонное, форму поперечного сечения сводчатую с прямыми стенками, площадь поперечного сечения наибольшую стандартную, т. е. $S = 10.1 \text{ м}^2$.

Из табл. 5 и рис. 8 видно:

1. По условиям вентиляции расположение ствола, подающего воздух в шахту по вариантам III и IV, является равноценным и более рациональным по сравнению с вариантами I и II.

Для подачи в шахту одинакового количества воздуха расположение ствола по варианту III и IV требует площади поперечного сечения главного квершлага в два раза меньше.

2. Вариант III расположения ствола, подающего воздух в шахту, устраняет недостатки однокрылой шахты и превращает ее по условиям вентиляции как бы в двухкрылую.

3. Вариант II расположения ствола, подающего воздух в шахту (особенно при длинном квершлагае), по условиям вентиляции утрачивает достоинства двухкрылой шахты и превращается в однокрылую.

4. Максимальное стандартное сечение главного квершлага $S = 10.1 \text{ м}^2$ обеспечивает воздухом при I и II вариантах расположения ствола, подающего воздух в шахту, суточную производительность шахты:

$$\begin{aligned} A &= 3000 \text{ т при } Q_{от} = 5 \text{ м}^3 \text{ на } 1 \text{ т суточной добычи.} \\ A &= 2000 \text{ т } \quad \quad \quad Q_{от} = 15 \text{ м}^3 \quad \quad \quad \text{''} \quad \quad \quad \text{''} \quad \quad \quad \text{''} \\ A &= 1000 \text{ т } \quad \quad \quad Q_{от} = 35 \text{ м}^3 \quad \quad \quad \text{''} \quad \quad \quad \text{''} \quad \quad \quad \text{''} \end{aligned}$$

При III и IV вариантах расположения ствола, подающего воздух в шахту, суточную производительность шахты:

$$\begin{aligned} A &= 5000 \text{ т при } Q_{от} = 10 \text{ м}^3 \text{ на } 1 \text{ т суточной добычи,} \\ A &= 4000 \text{ т } \quad \quad \quad Q_{от} = 15 \text{ м}^3 \quad \quad \quad \text{''} \\ A &= 3000 \text{ т } \quad \quad \quad Q_{от} = 20 \text{ м}^3 \quad \quad \quad \text{''} \\ A &= 2000 \text{ т } \quad \quad \quad Q_{от} = 35 \text{ м}^3 \quad \quad \quad \text{''} \end{aligned}$$

5. Минимальное стандартное сечение главного квершлага $S = 4.0 \text{ м}^2$ обеспечивает воздухом при I и II вариантах расположения ствола, подающего воздух в шахту, суточную производительность шахты $A = 1000 \text{ т}$ и при $Q_{от} = 10 \text{ м}^3$ на 1 т суточной добычи, при III и IV вариантах расположения ствола, подающего воздух в шахту, суточную производительность шахты $A = 2000$ при $Q_{от} = 10 \text{ м}^3$ на 1 т суточной добычи.

Проведенный нами анализ требуемого поперечного сечения главного квершлага по условиям вентиляции для газовых шахт показывает, что поперечное сечение квершлага зависит главным образом от газообильности шахт и

Таблица 5. Площади поперечного сечения главного квершлага в зависимости от суточной производительности и газообильности шахты

Газо- обильн. $Q_{от}$	Шахта однокрылая		Газообиль- ность $Q_{от}$	Шахта двухкрылая	
	Варианты вскрытия			Варианты вскрытия	
	Первый	Третий		Второй	Четвертый
	<i>SI</i>	<i>SIII</i>		<i>SII</i>	<i>SIV</i>
Суточная производительность шахты $A = 5000 \text{ т}$					
5	15.65	7.82	5	15.65	7.82
10	19.50	9.75	10	19.50	9.75
15	23.40	11.70	15	23.40	11.70
20	29.00	14.50	20	29.00	14.50
25	36.30	18.15	25	36.30	18.15
30	43.50	21.75	30	45.50	21.75
35	50.80	25.40	35	50.80	25.40
40	57.80	28.90	40	57.80	28.90
Суточная производительность шахты $A = 4000 \text{ т}$					
5	12.50	6.25	5	12.50	6.25
10	16.00	8.00	10	16.00	8.00
15	18.80	9.40	15	18.80	9.40
20	23.20	11.60	20	23.20	11.60
25	29.00	14.50	25	29.00	14.50
30	34.80	17.40	30	34.80	17.40
35	40.70	20.35	35	40.70	20.35
40	46.40	23.20	40	46.40	23.20
Суточная производительность шахты $A = 3000 \text{ т}$					
5	9.32	4.70	5	9.32	4.70
10	11.90	5.85	10	11.90	5.85
15	14.20	7.10	15	14.20	7.10
20	17.40	8.70	20	17.40	8.70
25	21.80	10.90	25	21.80	10.90
30	26.20	13.10	30	26.20	13.10
35	30.50	15.25	35	30.50	15.25
40	34.80	17.40	40	34.80	17.40
Суточная производительность шахты $A = 2000 \text{ т}$					
5	6.26	3.13	5	6.26	3.13
10	7.80	3.90	10	7.80	3.90
15	9.38	4.69	15	9.38	4.69
20	11.60	5.80	20	11.60	5.80
25	14.50	7.25	25	14.50	7.25
30	17.40	8.70	30	17.40	8.70
35	20.20	10.10	35	20.20	10.10
40	23.20	11.60	40	23.20	11.60
Суточная производительность шахты $A = 1000 \text{ т}$					
5	3.13		5	3.15	
10	3.92		10	3.92	
15	4.68		15	4.68	
20	5.80		20	5.80	
25	7.25		25	7.25	
30	8.70	4.35	30	8.70	4.35
35	10.1	5.05	35	10.1	5.05
40	11.6	5.80	40	11.6	5.80

в значительной степени от принятого способа вскрытия, т. е. расположения ствола, подающего воздух в шахту, в отношении разрабатываемой свиты угольных пластов.

Правильно решить вопрос о поперечном сечении главного квершлага газовой шахты возможно только при ясном представлении о распределении газоносности по пластам и комплексном решении вопроса вентиляции шахты и вскрытия месторождения.

Размеры районов секционного проветривания

Размеры вентиляционной секции при существующих стандартных сечениях горных выработок определяются из условия максимально допустимой депрессии. В настоящее время максимальной депрессией принято считать $h = 300$ мм вод. ст. На шахтах, разрабатывающих пласты угля, склонного к самовозгоранию, рекомендуется принимать максимальную депрессию не более $h = 100-150$ мм вод. ст.

Определяем размеры вентиляционной секции для шахты с суточной производительностью $A = 5000$ т, разрабатывающей свиту пластов. Мощность каждого пласта принимаем 2.5 м, газообильность равной 5 м³ на 1 т суточной добычи, схему вентиляции центральную, расположение стволов по варианту IV (рис. 8).

Количество воздуха, подлежащего подаче в шахту, $Q = 125$ м³/сек (табл. 1).

При принятой схеме расположения ствола шахты, подающей воздух, через ствол пойдет воздуха

$$Q_{\text{ств}} = Q = 125 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Через квершлаг

$$Q_{\text{кв}} = \frac{Q_{\text{ств}}}{2} = \frac{125}{2} = 62.5 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Через групповой штрек

$$Q_{\text{штр}} = \frac{Q_{\text{кв}}}{2} = \frac{62.5}{2} = 31.75 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Производительность лав одного пласта мощностью $m = 2.5$ м, при суточном подвигании $a = 1.3$ м, наклонной высоте этажа $L = 100$ м и объемном весе угля $\gamma = 1.3$ будет

$$A_{\text{пл}} = L \cdot m \cdot a \cdot \gamma = 100 \cdot 2.5 \cdot 1.3 \cdot 1.3 = 422 \text{ т.}$$

При суточной производительности шахты $A = 5000$ т и принятой схеме вскрытия каждый групповой штрек будет обслуживать добычу в $\frac{5000}{4} = 1250$ т.

Одновременно в работе пластов будет

$$n = \frac{1250}{A_{\text{пл}}} = \frac{1250}{422} = 2.96.$$

Принимаем три пласта.

Расчетная депрессия шахты будет

$$h = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 = 100 \text{ мм вод. ст.,}$$

где h_1 — депрессия стволов, подающих и выдающих воздух; h_2 — депрессия главных квершлагов рабочего и вентиляционного горизонтов; h_3 — депрессия групповых штреков рабочего и вентиляционного горизонтов; h_4 — депрессия промежуточных квершлагов рабочего и вентиляционного горизонтов, h_5 — депрессия самого удаленного выемочного участка. Расчет депрессий сводим в табл. 6.

При максимальной депрессии шахты $h = 100$ мм вод. ст. депрессия групповых штреков будет

$$h_3 = h - (h_1 + h_2 + h_4 + h_5) = 100 - 48.8 = 51.2 \text{ мм вод. ст.},$$

но в то же время

$$h_3 = R_3 \cdot Q_3^2,$$

откуда

$$R_3 = \frac{h_3}{Q_3^2} = \frac{51.2}{31.75^2} = 0.0512.$$

Длина вентиляционной секции одного крыла при центральной схеме проветривания шахты определится по формуле

$$l = \frac{R_3}{2R},$$

где R — сопротивление 1 пог. м группового штрека,

$$l = \frac{R_3}{2R} = \frac{0.0512}{2 \cdot 0.0000292} = 880 \text{ м.}$$

для двух крыльев — 1760 м.

При максимальной депрессии шахты $h = 150$ мм вод. ст.

$$h_3 = h - (h_1 + h_2 + h_4 + h_5) = 150 - 48.8 = 101.2 \text{ мм вод. ст.}$$

$$R_3 = \frac{h_3}{Q_3^2} = \frac{101.2}{31.75^2} = 0.1012.$$

Длина вентиляционной секции одного крыла шахты будет

$$l = \frac{R_3}{2R} = \frac{0.1012}{2 \cdot 0.0000292} = 1735 \text{ м.}$$

для двух крыльев — 3470 м.

При максимальной депрессии шахты $h = 300$ мм вод. ст.

$$h_3 = h - (h_1 + h_2 + h_4 + h_5) = 300 - 48.8 = 251.2 \text{ мм вод. ст.}$$

$$R_3 = \frac{h_3}{Q_3^2} = \frac{251.2}{31.75^2} = 2.512.$$

Длина вентиляционной секции одного крыла шахты будет

$$l = \frac{R_3}{2R} = \frac{2.512}{2 \cdot 0.0000292} = 4300 \text{ м.}$$

для двух крыльев — 8600 м.

Аналогично предыдущим, ведем расчет длины вентиляционных секций для шахт с газообильностью 10 и 15 м³ на 1 т суточной добычи, для фланговой (диагональной) схемы проветривания шахты, а также для расположения ствола, подающего воздух в шахту, по варианту III (рис. 8). Результаты расчета сводим в табл. 7.

Табл. 7 наглядно показывает преимущества фланговой схемы проветривания крупных шахт, а также двухкрылой шахты, с точки зрения вентиляции. На однокрылой шахте при центральной схеме проветривания вентиляционная секция по простиранию получается в два раза меньше (820 м против 1760), чем при двухкрылой шахте, при почти одинаковой депрессии

Таблица 7. Зависимость длины вентиляционной секции от газообильности для шахты суточной производительности 5000 *m*

Вариант расположения подающего ствола	I категория			II категория			III категория		
	<i>h</i> =100	<i>h</i> =150	<i>h</i> =300	<i>h</i> =100	<i>h</i> =150	<i>h</i> =300	<i>h</i> =100	<i>h</i> =150	<i>h</i> =300
Схема вентиляции центральная									
IV (рис. 8)	1760	3470	8600	634	2102	6540	—	688	3080
Схема вентиляции фланговая									
	3520	6940	17200	1268	4204	13080	—	1376	6160
Схема вентиляции центральная									
III (рис. 8)	820	1675	4230	267	1000	3240	—	317	1500
Схема вентиляции фланговая									
	1640	3350	8460	534	2000	6480	—	634	3000

около 100 мм вод. ст. Количество стволов также будет в два раза больше: 4 вместо 2. Применение фланговой схемы проветривания в обоих случаях увеличивает размеры вентиляционной секции по простиранию в два раза (3520 м против 1760, табл. 7).

Для вскрытия месторождения по простиранию в 6160 м однокрыльми шахтами (по варианту III рис. 8) при секционном проветривании при центральной схеме вентиляции потребуется

$$n = \frac{L}{l} k = \frac{6160}{1500} 2 \cong 8 \text{ стволов,}$$

где *n* — количество стволов, необходимое для вскрытия всего месторождения; *L* — длина шахтного поля по простиранию в м; *l* — длина вентиляционной секции в м (табл. 7); *k* — количество стволов в секции (при центральной схеме проветривания принимаем два ствола в секции при фланговой — три ствола).

При двукрылой шахте (вариант IV, рис. 8) и центральной схеме проветривания

$$n = \frac{L}{l} k = \frac{6160}{3080} 2 = 4 \text{ ствола.}$$

Переход на фланговую схему проветривания потребует

$$n = \frac{L}{l} k = \frac{6160}{6160} 3 = 3 \text{ ствола.}$$

Из вышеизложенного следует, что при секционном проветривании, с точки зрения вентиляции, шахту, подающую воздух, необходимо закладывать по варианту IV (рис. 8) и схему вентиляции принимать фланговую.

Выводы

На основании проведенного выше анализа проветривания крупных угольных шахт Кузнецкого бассейна следует:

1. Стандартные сечения горных выработок при суточной производительности шахты более 500 *m* и газообильности 10 м³ на 1 *m* суточной добычи, по условиям вентиляции, требуют перехода к секционному проветриванию.

2. Переход к секционному проветриванию диктуется главным образом существующими стандартными поперечными сечениями стволов и главных квершлагов. Все остальные выработки свободно пропускают требуемое количество воздуха, не превышая допустимой скорости движения воздуха (табл. 6).

3. Размеры вентиляционной секции по падению определяются поперечным сечением стволов и не превышают 270—300 м, следовательно, для большей глубины шахт необходимо пересмотреть существующие стандарты сечений стволов шахт.

4. Размеры вентиляционных секций по простиранию определяются максимально допустимой общешахтовой депрессией, расположением стволов, подающих воздух в шахту, схемой вентиляции и количеством крыльев.

5. Наибольшие размеры вентиляционных секций по условиям проветривания обеспечивает расположение ствола, подающего воздух в шахту, по варианту IV (рис. 8), двухкрылая шахта и фланговая схема проветривания.

6. При разработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, когда рекомендуется иметь депрессии шахты не более 150 мм вод. ст., необходимость в переходе на секционное проветривание возникает уже при газообильности $Q_{от} = 10 \text{ м}^3$ на 1 т суточной добычи, особенно при расположении ствола, подающего воздух в шахту, по варианту III (рис. 8), что видно из табл. 7.

7. При однокрылой шахте, даже при депрессии шахты $h = 300 \text{ мм}$ вод. ст. и фланговой схеме проветривания, возникает необходимость в секционном проветривании при размерах шахтного поля по простиранию более 3000 м, а при центральной схеме проветривания—когда размеры шахтного поля по простиранию более 1500 м (табл. 7).

ИСПОЛЬЗОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Комаров В. В. и Борисов Д. Ф. — Рудничная вентиляция, 1938.
2. Покровский Н. М. — Проведение горных выработок, 1945.