

РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА

УДК 622.4

ОПТИМИЗАЦИЯ ВОЗДУШНОГО ПОТОКА В ДИАГОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЕ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТЫ

М. Баскомпта, Л. С. Пера, Х. Чжан

*Политехнический университет Каталонии,
E-mail: marc.bascompta@upc.edu, lluis.sanmiquel@upc.edu, h.zhang@upc.edu,
просп. Басес де Манреса, 61-73, Манреса 08242, г. Барселона, Испания*

Самопроизвольное опрокидывание вентиляционной струи — серьезная проблема для подземной системы вентиляции. На устойчивость воздушного потока и безопасность производства влияет также превышение скорости воздуха в выработках. Рассмотрены проблемы, связанные с вентиляцией в угольной шахте, и предложено их решение посредством аналитической методологии. Измерения показали высокое значение аэродинамического сопротивления воздуха в стволе шахты и низкое значение сопротивления в месте поддержания выработки, что приводит к изменению направления воздушного потока. Представлены решения задач, позволяющие создать оптимальные условия для работы системы вентиляции в подземных выработках.

Опрокидывание вентиляционной струи, превышение скорости, система вентиляции, добыча угля

DOI: 10.15372/FTPRPI20180512

Повышение нагрузки на забой при добыче угля может привести к возникновению проблем, связанных с нарушением воздухораспределения потока в шахтах и отдельных выработках [1]. Системы вентиляции — важнейшие составляющие системы разработки, служащие для эффективного удаления вредных примесей и поддержания приемлемой температуры [2]. Работа вентиляции в шахте зависит от расхода воздуха и его распределения в вентиляционных сетях, которые меняются во время эксплуатации [3]. Необходимость поддержания воздушного потока, требуемого на всех рабочих местах, весьма значима для обеспечения безопасности разработки [4, 5]. Существует множество различных схем вентиляции [6, 7], поэтому способы решения задач, связанных с вентиляцией в шахте, должны соответствовать реальной ситуации в каждом конкретном случае [8, 9]. Согласно [10; и др.], системы вентиляции изменяются во времени, а потребность в воздухе увеличивается по мере разработки шахты, что требует проведения до-

полнительных вентиляционных штреков, модернизации вентиляторов или расширения существующих вентиляционных выработок [11]. Система, разработанная для минимальных расходов воздуха или скорости воздуха, может быть недостаточной для обеспечения безопасной и удовлетворительной вентиляции в шахте. На этапе проектирования должна учитываться максимально возможная степень загрязнения воздуха [12]. При проектировании и оптимизации следует учитывать ключевые факторы: пригодный для дыхания воздух должен быть доставлен в рабочие зоны, температура и опасные газы должны находиться под контролем, а взвешенная пыль удалена или разрежена [13–15]. Эти факторы важны для всех типов подземной добычи, но они приобретают решающее значение при добыче угля из-за его внутренних характеристик [16], при которых необходимо оптимизировать воздушный поток, чтобы обеспечить разрежение газа, пыли и тепла [17–19]. Этот процесс разрежения по своей природе ограничен наличием воздуха в шахте и максимально допустимыми скоростями воздуха [20].

Настоящая работа посвящена исследованию угольной шахты и сосредоточена на проблемах, связанных с нарушением воздухораспределения в выработках и шахтах с многоуровневыми и сложными системами диагональной вентиляции. Представлены эффективные решения рассматриваемых проблем.

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ БАЗА И МЕТОДЫ

Для подачи воздуха используются два вертикальных шахтных ствола, общая глубина которых превышает 500 м. Главный вертикальный ствол необходим для подъема и подачи воздуха, а вспомогательный вертикальный ствол — для вспомогательного подъема, впуска воздуха и аварийного выхода.

Вентиляционная система шахты спроектирована как двухсторонняя диагональная система. Однако проблема нарушения воздушного потока в околоствольной выработке и штреках становится все более серьезной с увеличением добычи угля. На график производства серьезно влияет опрокидывание вентиляционной струи в главном вертикальном стволе и превышение скорости воздушного потока в выработках. На рис. 1 показано воздухораспределение в угольной шахте до корректировки; числа соответствуют узлам схемы вентиляции.

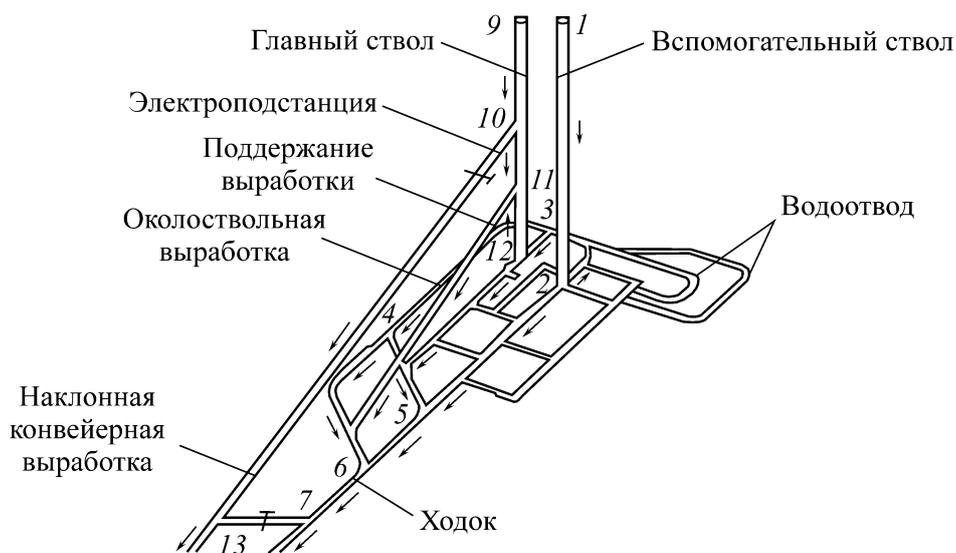


Рис. 1. Направление воздушного потока в вентиляционной системе до корректировки

Диагональная система вентиляции представляет собой сложную систему со многими диагональными ветвями, но она рассматривается как простая, когда имеет только одну диагональную ветвь. На рис. 2 показан упрощенный пример, где ветвь 5 является диагональю и заключена в узлы 2 и 3. Ее отличительная особенность заключается в том, что направление воздушного потока может меняться в зависимости от сопротивления в выработке.

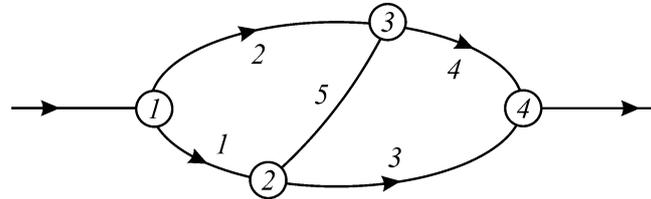


Рис. 2. Простая диагональная система вентиляции

Рассмотрим соотношение сопротивлений ветвей вентиляционной сети для анализа направления воздушного потока в диагональной ветви, показанной на рис. 2:

$$K = \frac{R_1 R_4}{R_2 R_3}, \tag{1}$$

если $K > 1$, воздушный поток направлен от узла 3 к узлу 2 в ветви 5; если $K = 1$, в ветви 5 воздушный поток отсутствует; если $K < 1$, воздушный поток направлен от узла 2 к узлу 3 в ветви 5.

Общее аэродинамическое сопротивление простой диагонали для узлов 1–2–4 вычислено при $Q_1 > 1$ и $Q_3 > 1$ с помощью уравнения

$$R = \frac{R_1 Q_1^2 + R_3 Q_3^2}{Q^2}, \tag{2}$$

где K — коэффициент дискриминантной функции направления воздушного потока диагонали; R — общее сопротивление вентиляции диагонали, $\text{H} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$; Q — общее количество воздуха диагонали, $\text{м}^3/\text{с}$; R_i — сопротивление воздуха каждой ветви ($i = 1, 2, 3, 4, \dots$), $\text{H} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$; Q_i — воздушный поток каждой ветви ($i = 1, 2, 3, 4, \dots$), $\text{м}^3/\text{с}$.

Уравнение (2) можно использовать для вычисления аэродинамического сопротивления между началом и концом диагонального штрека, а также для другого направления в интервале узлов с 1 по 4.

Комплексные диагональные системы содержат две или более диагональные ветви. Основываясь на принципе объединения узлов и фактических требований, можно упростить диагональную систему вентиляции. Способ упрощения диагональной системы вентиляции включает три этапа. Первый — анализ направления воздушного потока диагональной системы вентиляции и отдельных ветвей, второй — поиск ветвей с несоответствующим фактическим требованиям направлением воздушного потока, на последнем этапе выполняется настройка и оптимизация системы [21].

Комплексная диагональная система вентиляции имеет различные уровни и состоит из главного вертикального ствола, вспомогательного вертикального ствола, конвейерной выработки, угольного бункера, ходка, околоствольной выработки, воздухозаборника, воздуховыпускного отверстия и вторичных штреков. Направление воздушного потока в диагональной

вентиляционной системе может быть изменено при изменении аэродинамического сопротивления в ветви. Подземная система вентиляции шахты должна постоянно соответствовать требованиям и оптимизировать свои показатели. В этом направлении некоторые изменения проведены для упрощения системы вентиляции. Из рис. 1 видно, что узел 2 близок к узлу 12; узел 7 — к 13, имеющему низкие сопротивления из-за их небольшой длины. Таким образом, узел 2 объединен с узлом 12 и обозначен 12; узел 7 объединен с узлом 13 и обозначен 7 (рис. 3).

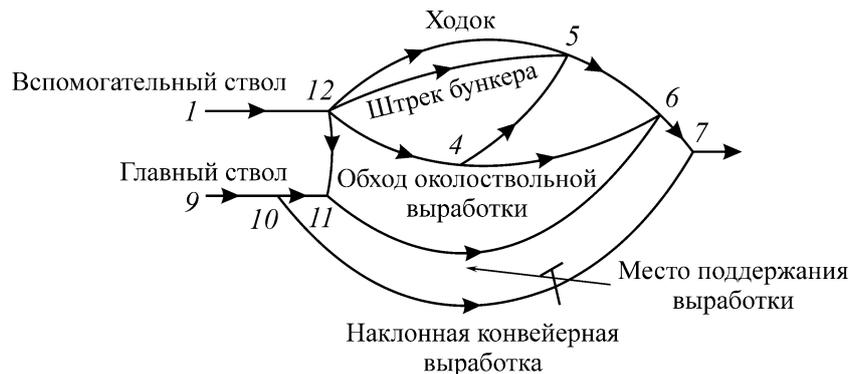


Рис. 3. Первый этап упрощения системы вентиляции

Из рис. 3 можно сделать вывод, что две подземные простые диагональные системы вентиляции могут быть заменены на одну комплексную диагональную систему, если узел 10 объединяется с узлом 11, а узел 6 — с узлом 7, получив новые номера узлов 11 и 7 соответственно (рис. 4). Впоследствии подземная система вентиляции может быть разделена на две простые диагональные системы. Одна диагональ состоит из ходка, чистого штрека и околоствольной выработки, другая — из основного вертикального ствола, вспомогательного вертикального ствола и конвейерной выработки.

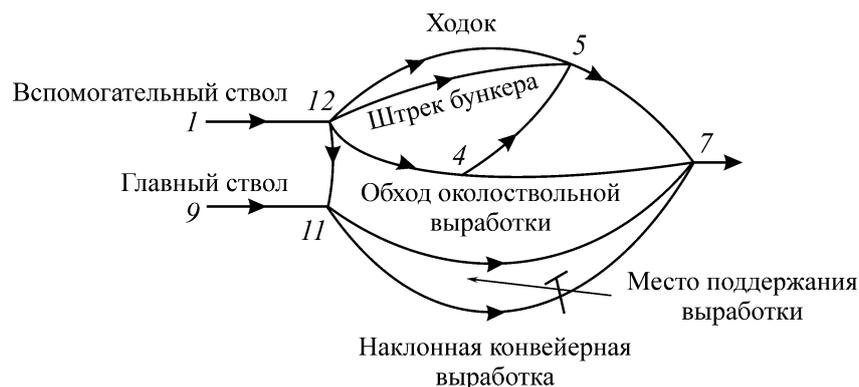


Рис. 4. Оптимизированные подземные пути и система вентиляции

Многочисленные измерения расхода воздуха и падения давления выполнены по схеме вентиляции. Общий расход воздуха составляет $170.8 \text{ м}^3/\text{с}$, который разделен между основным и вспомогательным стволами — 43.0 и $127.8 \text{ м}^3/\text{с}$ соответственно. Расход воздуха, поступающий снизу вверх, в главном стволе (узлы $11 \rightarrow 12$) равен $12.7 \text{ м}^3/\text{с}$. В табл. 1 показаны основные параметры, измеренные в системе вентиляции.

ТАБЛИЦА 1. Параметры воздушного потока в вентиляционной системе

Узлы	Штрек	Расход воздуха, м ³ /с	Депрессия, Па
1 → 2	Вспомогательный вертикальный ствол	127.7	345.6
2 → 5	Ходок	74.1	44.2
5 → 6	Ходок	101.7	42.1
6 → 7	Ходок	157.7	143.6
9 → 10	Главный вертикальный ствол	43.1	394.8
10 → 11	Главный вертикальный ствол	30.0	11.7
12 → 11	Главный вертикальный ствол	12.7	3.7
2 → 4	Обход околоствольной выработки	42.3	42.6
10 → 13	Наклонная околоствольная выработка	13.0	180.9
11 → 6	Поддержание выработки	42.7	25.5

Согласно (1), (2), рис. 4 и табл. 1, общее аэродинамическое сопротивление воздуха (Н·с²/м⁸) локальной диагональной системы вентиляций (узел 12 → узел 7 и узел 11 → узел 7) рассчитывается следующим образом:

$$R_d = \frac{R_{12-4}Q_{12-4}^2 + R_{4-7}Q_{4-7}^2}{Q_d^2} = 0.662 \cdot 10^{-2},$$

где Q_d — расход воздуха в диагональной системе вентиляции, м³/с.

$$R_{11-7} = \frac{1}{\left(\sqrt{\frac{1}{R_m}} + \sqrt{\frac{1}{R_b}}\right)^2} = 1.128 \cdot 10^{-2},$$

R_m — сопротивление выработки поддержания; R_b — сопротивление конвейерной выработки.

Коэффициент дискриминантной функции

$$K = \frac{R_m R_d}{R_a R_{11-7}} = 5.7 > 1,$$

здесь R_m — сопротивление главного вертикального шахтного ствола; R_a — сопротивление вспомогательного вертикального ствола.

При коэффициенте дискриминантной функции $K > 1$ происходит опрокидывание вентиляционной струи в направлении узел 12 → узел 11. Причина этого заключается в том, что сопротивление местной диагональной системы вентиляции (главный вертикальный ствол, узел 12 и узел 7) очень большое, а аэродинамическое сопротивление параллельного штрека (вспомогательный вертикальный ствол, узел 11 и узел 7) меньше.

Аэродинамическое сопротивление главного вертикального ствола невозможно уменьшить из-за движения сосудов подъема. С другой стороны, расход воздуха будет меньше, если аэродинамическое сопротивление во вспомогательном вертикальном стволе будет увеличено, что может вызвать негативное влияние на движение сосудов подъема.

Сопротивления ветвей локальной диагональной системы вентиляции, представленной на рис. 4: узел 12 → узел 5 равен $0.575 \cdot 10^{-2}$ Н·с²/м⁸; узел 5 → узел 7 — $0.407 \cdot 10^{-2}$ Н·с²/м⁸; узел 2 → узел 4 — $2.388 \cdot 10^{-2}$ Н·с²/м⁸, а узел 4 → узел 7 — $25.33 \cdot 10^{-2}$ Н·с²/м⁸. Расчеты показали, что сопротивление параллельного штрека (узел 11 → узел 7) ниже, чем сопротивление наклонной конвейерной выработки верхнего угольного бункера ($106.73 \cdot 10^{-2}$ Н·с²/м⁸).

В табл. 1 показано, что общая депрессия в системе вентиляции ($1 \rightarrow 2 \rightarrow 5 \rightarrow 6 \rightarrow 7$) составляет 575.5 Па. Система вентиляции состоит из двух ветвей с высоким аэродинамическим сопротивлением. Первая — вспомогательный ствол (узел 1 → узел 2) с депрессией 345.6 Па из-за двухуровневой клетки и лестничного отделения для подъема и безопасности входа, а вторая — ходок (узел 6 → узел 7) с депрессией 143.6 Па.

Что касается ветви с узлом 6 → узлом 7, то ее длина составляет только 85 м, а депрессия велика (143.6 Па) из-за расхода воздуха ($157.73 \text{ м}^3/\text{с}$), что почти равно общему расходу воздуха всей шахты, достигающего скорости 11.56 м/с. Такая высокая скорость превышает предел нормативных значений и может вызвать нарушение вентиляции, особенно это касается активно эксплуатируемых штреков [22].

Анализ данных свидетельствует о том, что в нижней части главного ствола (узел 11 → узел 12) есть две причины опрокидывания вентиляционной струи: во-первых, аэродинамическое сопротивление (узел 4 → узел 7) значительно выше, чем в месте поддержания выработки, во-вторых, возрастает давление при движении в направлении узел 6 → узел 7.

ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ОПТИМИЗАЦИИ И ЕЕ РЕЗУЛЬТАТЫ

Исходя из реальной ситуации, предлагаются многочисленные решения для борьбы с проблемой опрокидывания вентиляционной струи, выработанные совместно с работниками шахты. Устанавливаются регуляторы воздухораспределения для увеличения аэродинамического сопротивления в месте поддержания выработки. Сопротивление в параллельном штреке (узел 11 → узел 7) будет увеличено, если сопротивление на месте поддержания выработки также будет увеличено. Для уменьшения аэродинамического сопротивления (узел 4 → узел 7) и превышения скорости воздуха (узел 6 → узел 7) между околоствольной выработкой и штреком восточного направления создан воздухозаборник длиной 165 м. Околоствольная выработка (узел 3 → узел 4) увеличена до штрека восточного направления и соединена с узлом 14. Таким образом, аэродинамическое сопротивление ветви (узел 4 → узел 7) резко уменьшилось, что снизило аэродинамическое сопротивление локальной диагональной системы вентиляции (узел 12 → узел 7). Проблема превышения скорости воздуха в штреке (узел 6 → узел 7) полностью решена, так как новый штрек может использоваться в качестве ходка и уменьшить расход воздуха через штрек (узел 6 → узел 7). Оптимизированная система вентиляции показана на рис. 5.

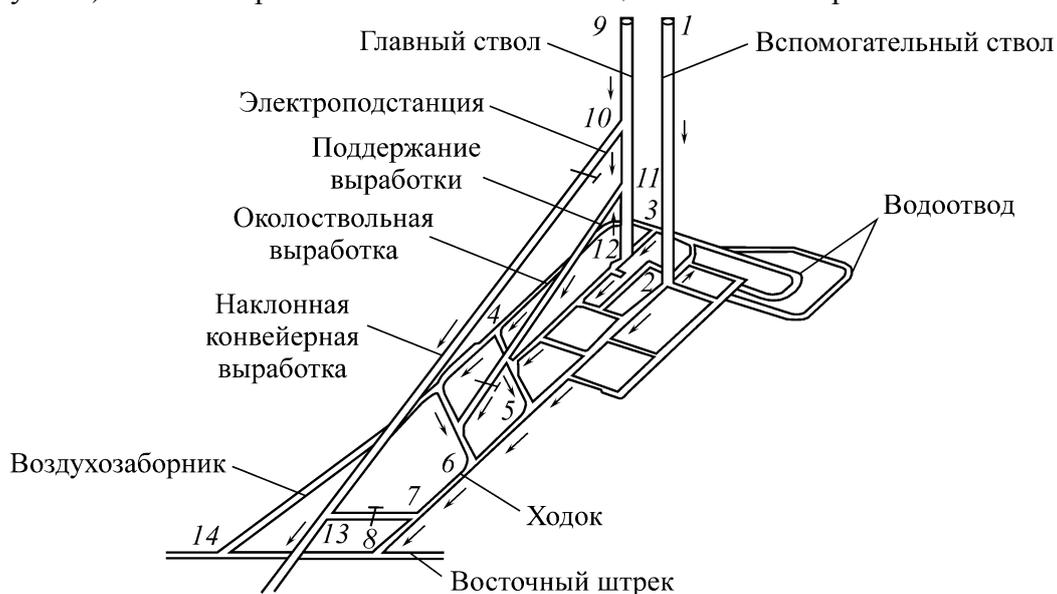


Рис. 5. Оптимизированная система вентиляции

Согласно принципу объединения соседних узлов, узлы 2, 3 и 12 объединяются и имеют общее название 12, узлы 10 и 11 объединяются и имеют название 11, а узлы 6, 7, 8, 13 и 14 объединяются в общий узел 7. Оптимизированные штреки и вентиляционная система показаны на рис. 6, а основные параметры штреков представлены в табл. 2.

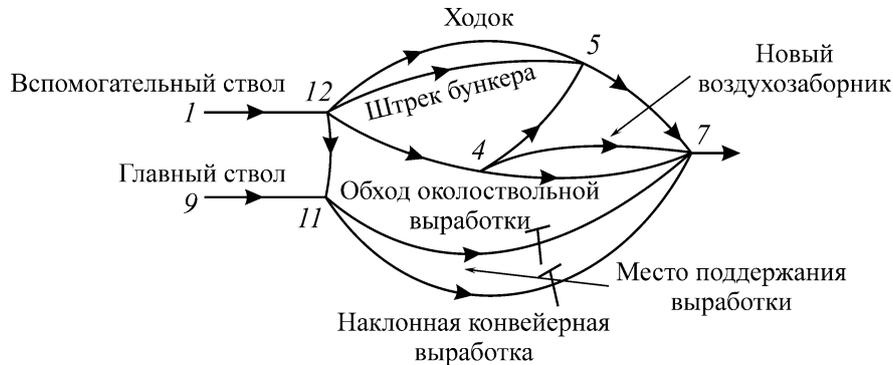


Рис. 6. Оптимизированные штреки и система вентиляции

ТАБЛИЦА 2. Измерения оптимизированной системы вентиляции

Узлы	Штрек	Расход воздуха, м³/с	Депрессия, Па
1 → 2	Вспомогательный вертикальный ствол	130.2	359.3
2 → 5	Ходок	88.3	62.7
5 → 6	Ходок	65.2	17.3
6 → 7	Ходок	83	39.8
9 → 10	Главный вертикальный ствол	42.1	376.8
10 → 11	Главный вертикальный ствол	32.4	13.7
12 → 11	Главный вертикальный ствол	19.6	8.9
2 → 4	Объездной путь околоствольной выработки	46.9	52.6
4 → 14	Воздухозаборник	79.6	62.3
10 → 13	Конвейерная выработка верхнего угольного бункера	9.7	99.4
11 → 6	Место поддержания выработки	12.8	48.5

В соответствии с рис. 6, табл. 2 и расчетами аэродинамического сопротивления в параллельном соединительном штреке вычисляются сопротивления оптимизированного соединительного штрека (узел 4 → узел 7):

$$R_{4-7} = \frac{1}{\left(\sqrt{\frac{1}{R_r}} + \sqrt{\frac{1}{R_i}}\right)^2} = 0.687 \cdot 10^{-2},$$

где R_r, R_i — аэродинамическое сопротивление околоствольной выработки и воздухозаборника, $H \cdot c^2 / M^8$.

Аэродинамическое сопротивление в оптимизированном параллельном соединительном штреке (узел 11 → узел 7) находится по формуле:

$$R'_{11-7} = \frac{1}{\left(\sqrt{\frac{1}{R'_m}} + \sqrt{\frac{1}{R_b}}\right)^2} = 12.71 \cdot 10^{-2}.$$

Согласно (1), (2), рис. 6, табл. 2, аэродинамическое сопротивление диагонали (узел 12 → узел 7) и коэффициент дискриминантной функции K рассчитываются следующим образом:

$$R'_d = \frac{R_{12-4}Q_{12-4}^2 + R'_{4-7}Q_{4-7}^2}{Q_d^2} = 0.435 \cdot 10^{-2}, \quad K = \frac{R_m R'_d}{R_a R'_{11-7}} = 0.33 < 1.$$

Коэффициент дискриминантной функции имеет значение ниже 1, поэтому направление воздушного потока в главном вертикальном стволе полностью изменяется с узла 12 → узел 11 на узел 11 → узел 12 после оптимизации системы вентиляции, тем самым решается проблема опрокидывания вентиляционной струи.

Воздушный поток во вспомогательном вертикальном стволе распределяется на две ветви, по которым воздух поступают в восточный штрек. Первая ветвь — узел 2 → 5 → 6 → 7, а вторая — узел 2 → 3 → 4 → 14. Таким образом, суммарный расход воздуха в штреке (узел 2 → узел 7) уменьшается, аэродинамическое сопротивление снижается и проблема превышения скорости воздуха в штреке (узел 2 → узел 7) эффективно решается. После оптимизации системы вентиляции скорость воздуха уменьшилась с 11.6 до 6.1 м/с. Ниже представлены параметры оптимизированной системы вентиляции до и после оптимизации:

Общий расход воздуха, м ³ /с	170.8 / 172.3
Депрессия, Па	609.3 / 490.7
Направление потока воздуха, узлы 11–12	12 → 11 / 11 → 12
Скорость воздушного потока в ходке, м/с	11.6 / 6.1

ВЫВОДЫ

Диагональная система вентиляции должна постоянно оптимизироваться с целью повышения стабильности воздушного потока и обеспечения безопасности. Предложен общий анализ причин проблем, связанных с воздушным потоком в выработках, туннелях и шахтах с многоуровневыми и сложными системами диагональной вентиляции, а также ряд решений. Благодаря объединению узлов и оптимизации системы вентиляции, устранены проблемы опрокидывания вентиляционной струи в вертикальном стволе, превышения скорости воздушного потока, изменения сопротивления нескольких частей системы вентиляции и обеспечения достаточного расхода воздуха для подземных выработок.

Авторы выражают благодарность председателю компании ICL в области рационального недропользования за огромный вклад в проведении исследования и предоставлении данных.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Wallace K., Prosser B., and Stinnette J. D. The practice of mine ventilation engineering, Int. J. of Min. Sci. and Tech., 2015, Vol. 25, Issue 2. — P. 165–169.
2. Wang L., Cheng Y. P., Ge C. G., Chen J. X., Li W., Zhou H. X., and Hai-feng W. Safety technologies for the excavation of coal and gas outburst-prone coal seams in deep shafts, Int. J. of Rock Mech. and Min. Sci., 2013, Vol. 57. — P. 24–33.
3. Song Y. H., Guo X. Y., Lv W., Guo H., and Li R. Y. A Simulation study on the reconstruction of coalmine ventilation system based on wind resistance correction, Int. J. of Simulation Modelling, 2017, Vol. 16, Issue 1. — P. 31–44.
4. Kruglov Y. V., Levin L. Y., and Zaitsev A. V. Calculation method for the unsteady air supply in mine ventilation networks, J. of Min. Sci., 2011, Vol. 47, Issue 5. — P. 651–659.

5. **Chen K., Si J., Zhou F., Zhang R., Shao H., and Zhao H.** Optimization of air quantity regulation in mine ventilation networks using the improved differential evolution algorithm and critical path method, *Int. J. of Min. Sci. and Tech.*, 2015, Vol. 25, Issue 1. — P. 79–84.
6. **Chatterjee A., Zhang L., and Xia X.** Optimization of mine ventilation fan speeds according to ventilation on demand and time of use tariff, *Applied Energy*, 2015, Vol. 164. — P. 65–73.
7. **Kozyrev S. A., Osintseva A. V.** Optimizing arrangement of air distribution controllers in mine ventilation system, *J. of Min. Sci.*, 2012, Vol. 48, Issue 5. — P. 896–903.
8. **Greuer R. E.** Modeling the movement of smoke and the effect of ventilation systems in mine shaft fires, *Fire Safety J.*, 1985, Vol. 9, Issue 1. — P. 81–87.
9. **Khan M. M. and Krige G. J.** Evaluation of the structural integrity of aging mine shafts, *Engineering Structure*, 2002, Vol. 24, Issue 7. — P. 901–907.
10. **Toraño J., Torno S., Menendez M., Gent M., and Velasco J.** Models of methane behaviour in auxiliary ventilation of underground coal mining, *Int. J. of Coal Geology*, 2009, Vol. 80, Issue 1. — P. 35–43.
11. **Wiatowski M., Stańczyk K., Świądrowski J., Kapusta K., Cybulski K., Krause E., Grabowski J., Rogut J., Howaniec N., and Smoliński A.** Semi-technical underground coal gasification (UCG) using the shaft method in Experimental Mine “Barbara”, *Fuel*, 2012, Vol. 99. — P. 170–179.
12. **Luo Y., Zhao Y., Wang Y., Chi M., Tang H., and Wang S.** Distributions of airflow in four rectangular section roadways with different supporting methods in underground coal mines, *Tunneling and Underground Space Technology*, 2015, Vol. 46. — P. 85–93.
13. **Toraño J., Torno S., Menéndez M., and Gent M.** Auxiliary ventilation in mining roadways driven with roadheaders: Validated CFD modelling of dust behaviour, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2011, Vol. 26, Issue 1. — P. 201–210.
14. **Kurnia J. C., Sasmito A. P., Wong W. Y., and Mujumdar A. S.** Prediction and innovative control strategies for oxygen and hazardous gases from diesel emission in underground mines, *The Science of the Total Environment*, 2014, Vol. 481. — P. 317–334.
15. **Haoran Z., Pera L. S., Zhao Y., and Sanchez C. V.** Researches and applications on geostatistical simulation and laboratory modeling of mine ventilation network and gas drainage zone, *Process Safety and Environmental Protection*, 2015, Vol. 94. — P. 55–64.
16. **Su S., Chen H., Teakle P., and Xue S.** Characteristics of coal mine ventilation air flows, *J. of Environmental Management*, 2008, Vol. 86, Issue 1. — P. 44–62.
17. **Karacan C. Ö.** Development and application of reservoir models and artificial neural networks for optimizing ventilation air requirements in development mining of coal seams, *Int. J. of Coal Geology*, 2007, Vol. 72, Issue 3–4. — P. 221–239.
18. **Sasmito A. P., Birgersson E., Ly H. C., and Mujumdar A. S.** Some approaches to improve ventilation system in underground coal mines environment — a computational fluid dynamic study, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, Vol. 34. — P. 82–95.
19. **Nyaaba W., Frimpong S., and El-nagdy K. A.** Optimisation of mine ventilation networks using the Lagrangian algorithm for equality constraints, *Int. J. of Min., Reclamation and Environment*, 2015, Vol. 29, Issue 3. — P. 201–212.
20. **Xu G., Jong E. C., Luxbacher K. D., Ragab S. A., and Karmis M. E.** Remote characterization of ventilation systems using tracer gas and CFD in an underground mine, *Safety Sci.*, 2015, Vol. 74. — P. 140–149.
21. **Alymenko N. I.** Aerodynamic parameters of ventilating passages joined-up with the main mine fan, *J. of Min. Sci.*, 2012, Vol. 47, Issue 6. — P. 814–823.
22. **Song X. and Mu X.** The safety regulation of small-scale coal mines in China: Analysing the interests and influences of stakeholders, *Energy Policy*, 2013, Vol. 52. — P. 472–481.

Поступила в редакцию 13/IV 2018