



**ПРИМЕНЕНИЕ ЧАСТИЧНОЙ РЕЦИРКУЛЯЦИИ ВОЗДУХА  
ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ЭНЕРГОЗАТРАТ НА ПРОВЕТРИВАНИЕ РУДНИКА**

**С. А. Павлов**

*Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, E-mail: pavlov\_s\_a@inbox.ru,  
Красный проспект 54, г. Новосибирск 630091, Россия*

Рассмотрен способ снижения потребляемой мощности вентилятора главного проветривания рудника за счет применения частичной рециркуляции воздушного потока. Проанализированы результаты численных экспериментов по расчету воздухораспределения на математической модели вентиляционной сети рудничного горизонта. Определены зависимости потребляемой мощности на его проветривание от протяженности горизонта и расстояния между забоем и циркуляционной сбойкой.

*Рециркуляция, рециркуляционная сбойка, вентиляционная сеть, рудничная вентиляция, вентилятор главного проветривания, энергопотребление*

**USE OF PARTIAL AIR RECIRCULATION  
TO REDUCE ENERGY COSTS FOR MINE VENTILATION**

**S. A. Pavlov**

*Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences,  
E-mail: pavlov\_s\_a@inbox.ru, Krasny pr. 54, Novosibirsk 630091, Russia*

A method of reducing the power consumption of the main mine fan through the use of partial airflow recirculation is considered. The results of numerical experiments on the calculation of air distribution are analyzed on the mathematical model of mine horizon ventilation network. The dependences of the power consumed for its ventilation on the length of horizon and the distance between the face and circulation connection are determined.

*Recirculation, recirculation connection, ventilation network, mine ventilation, main mine fan, power consumption*

В нашей стране, как и во всем мире, с каждым годом все более важной становится проблема энергосбережения. Для горнодобывающих предприятий задача повышения энергоэффективности производства также является актуальной. Учитывая, что на проветривание подземных горных выработок приходится от 30 до 50 % всей потребляемой электроэнергии [1], для повышения энергоэффективности именно в этом направлении необходимо проводить научно-исследовательские изыскания.

Еще в 1930-х гг. было предложено частичное повторное использование воздуха (рециркуляция) в подземных выработках [2]. Это позволило снизить потребление энергетических ресурсов при воздухоподготовке в холодное время года, а в теплое — избавиться от необходимости применения системы кондиционирования воздуха в неглубоких шахтах и рудниках [3]. В тоже время существует мнение [4, 5], что проветривание рудника или отдельных его участков с использованием рециркуляции приводит к накапливанию горючих и ядовитых газов в рабочей зоне.

Впервые решение временно использовать рециркуляционное проветривание было принято в угольных шахтах для регулирования микроклимата в длинных очистных забоях [6]. Этот подход понятен, так как с увеличением протяженности выработок возрастает их аэродинамическое сопротивление. Следовательно, для преодоления высокого сопротивления, вентилятор главного проветривания (ВГП) должен развивать более высокое давление, чтобы обеспечить рабочие зоны (РЗ) требуемым количеством воздуха. Поэтому возрастают энергозатраты на проветривание шахты. Применение рециркуляционной схемы проветривания способствовало увеличению скорости воздушного потока в РЗ и интенсивному выносу вредных веществ без дополнительного сооружения вспомогательных вентиляционных стволов и существенных дополнительных затрат энергии, так как мощность рециркуляционного вентилятора местного проветривания много меньше мощности ВГП.

Систему проветривания с рециркуляцией чаще рассматривают как вынужденную, временную меру для обеспечения требуемых микроклиматических условий на удаленных от ствола локальных участках подземного горнодобывающего предприятия [4, 5]. Использование системы проветривания с рециркуляцией для снижения потребляемой мощности ВГП за счет уменьшения аэродинамических потерь на перемещение воздуха от ствола до РЗ раньше не рассматривалось.

В качестве объекта исследований для выявления общих закономерностей принята обобщенная модель вентиляционной сети рудника, учитывающая осредненные значения аэродинамических сопротивлений для соответствующих участков выработок, имеющая один горизонт. В настоящей работе рассматривается протяженность горизонтов от 200 до 2000 м (рис. 1). Такая компоновка характерна для шахт и рудников с центральной схемой проветривания и протяженными квершлагами. Подобные объекты встречаются, например, при доработке рудных тел на этапе максимального развития карьера, когда дальнейшая отработка открытым способом является нерациональной и отработку руды продолжают подземным способом. В этом случае стволы проводятся с бортов карьера, а капитальные выработки горизонтов имеют большую протяженность до границ рудного тела.



Рис. 1. Схема обобщенной вентиляционной сети рудничного горизонта

Для определения закономерностей, влияющих на снижение энергопотребления проветривания рудника, проведены серии вычислительных экспериментов. Работа велась с использованием сетевой математической модели статического воздухораспределения, реализованной в программе SibRV, разработанной в ИГД СО РАН [7 – 10].

В процессе экспериментов рассматривалось изменение входных параметров: требуемого расхода воздуха в рабочей зоне, длины вентиляционного и откаточного квершлагов, положения рециркуляционной сбойки относительно рабочей зоны и др. Прежде всего необходимо было задать граничные условия и определить количество, воздуха, которое требуется подавать в РЗ. Минимальное количество дизельной самоходной техники для отработки рудного тела, которая постоянно находится в забое или на пути движения воздушных потоков, включает погрузчик,

самосвал и бурильную установку. При одновременном нахождении людей и техники в подземных условиях основным является критерий, регламентирующий предельно допустимую концентрацию вредностей, обусловленных выхлопными газами, образующимся при работе дизельного оборудования.

До недавнего времени проветривание рудника с применением системы рециркуляции было бы затруднительно или совсем невозможно из-за применяемой дизельной техники, имеющей большие объемы выбросов отработанных газов (ОГ) двигателей. Однако современные комплексные системы очистки ОГ для ДВС (дизелей) состоят из каталитических нейтрализаторов, а также сажевых фильтров. Система одновременно обезвреживает и канцерогенные частицы сажи и вредные окислы азота. Микропористый керамический фильтр, покрыт слоем накапливающего азот материала и катализатором на основе платины. Во время работы двигателя на бедной смеси частицы сажи окисляются атомарным кислородом, освобождающимся при соединении NO и O<sub>2</sub> из выхлопных газов в процессе накопления NO<sub>2</sub>. Применение таких систем позволяет значительно снизить токсичность ОГ дизелей. Согласно ФНиП ГР п. 338, содержание окиси углерода и окислов азота в отработавших газах двигателей машин проверяется перед спуском в шахту, а также в процессе эксплуатации в подземных условиях в установленные сроки.

Расход воздуха, необходимого для проветривания выработки по газовому фактору  $Q_z$ , рассчитывается по формуле:

$$Q_z = \frac{I_z}{C - C_0} \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $I_z$  — величина газовыделения в выработке, м<sup>3</sup>/мин;  $C$  — предельно допустимая концентрация содержания ядовитых газов (паров), установленная для содержания углекислого газа в рудничном воздухе, не должна превышать на рабочих местах 0.5 %;  $C_0 = 0.5C$  — концентрация газа в воздухе на входящей струе.

Газовыделение от работы машин с ДВС находится следующим образом:

$$I_z = \frac{g_{\text{двс}} \sum M_{\text{двс}}}{\alpha_{\text{двс}}} \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $g_{\text{двс}}$  — суммарный выброс окиси углерода, углеводорода, окиси азота и твердых частиц, в граммах на 1 кВт мощности ДВС в минуту; для ДВС с воспламенением от сжатия (дизельных)  $g_{\text{двс}} = 12.25 \text{ мг/ч} = 0.2 \text{ мг/мин}$ ;  $M_{\text{двс}}$  — номинальная мощность ДВС машины, работающей в забое, кВт;  $\alpha_{\text{двс}}$  — коэффициент, учитывающий суммарный выброс ДВС, мг/м<sup>3</sup>, принимается по паспортным данным машины с ДВС в соответствии с техническим регламентом “О требованиях к выбросам автомобильной техники, выпускаемых в обращение на территории РФ, вредных загрязняющих веществ” и “Правилами применения технических устройств на опасных производственных объектах”, для сертифицированных машин с ДВС стандартом первого экологического класса — 0.25, второго — 0.29, третьего — 0.35, четвертого — 0.41, пятого класса — 0.5. Машины с ДВС, проходящие по исходящей струе, не учитываются.

Вычислим газовыделение и необходимое количество воздуха в забое при работе одной ПДМ с двигателем третьего экологического класса (как наиболее распространенного) номинальной мощностью 395 кВт:

$$I_z = \frac{0.2 \cdot 395}{0.35} = 225.7 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad Q_z = \frac{225.7}{0.5 - 0.25} = 902.8 \text{ м}^3/\text{мин} = 15.05 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Расчетом определено, что наибольшее значение необходимого расхода воздуха составляет 15.05 м<sup>3</sup>/с. Учитывая, что в забое работает три единицы подобной техники, минимальный расход воздуха, требуемый для отработки руды в рабочей зоне, составляет 45 м<sup>3</sup>/с. Для подачи такого расхода ВГП должен создать в рассматриваемой вентиляционной сети минимальную депрессию 129.3 даПа для горизонта длиной 200 м, и максимальную — 215.4 даПа, для горизонта протяженностью 2000 м.

Примем допущение, что при регулировке производительности вентилятора частотным приводом возможно поддерживать КПД постоянным и равным 70 %. Тогда потребляемая мощность ВГП для горизонта длиной 200 м составит 83.1 кВт, а для 2000 м — 138.4 кВт.

Установив вентилятор местного проветривания (ВМП) в рециркуляционной сбойке и изменяя ее положение в сетевой модели относительно рабочей зоны (параметр  $l$  на рис. 1), определялось, при каком значении параметра будет потребляться наименьшая мощность двумя вентиляторами (ВГП и ВМП) на проветривание при подаче в рабочую зону постоянного расхода воздуха  $45 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Поскольку в рассматриваемой модели рудника применяется дизельная самоходная техника, то коэффициент рециркуляции, зависящий от концентрации выделяемых транспортом вредных веществ, тепла, пыли и т. д., на разных объектах находится в пределах 0.15–0.45 [11]. Поэтому в расчете примем его осредненное значение постоянным и для заданных условий равным 0.3. КПД рециркуляционного вентилятора за счет регулирования частотным приводом также примем постоянным — 70 %.

Из большого количества проведенных вычислительных экспериментов по математическому моделированию воздухораспределения в вентиляционной сети рудника рассмотрим только некоторые. Ограничимся протяженностями горизонта, м: 200, 1000 и 2000. Построим зависимость (рис. 2а) изменения разницы потребляемой мощности при работе только ВГП и совместной работы ВГП и ВМП  $\Delta N$  при изменении параметра  $l$ . Места расположения рециркуляционной сбойки относительно рабочей зоны находятся в пределах 50–500 м с шагом 50 м.

Результаты показали (рис. 2), что  $\Delta N$  линейно зависит от расстояния между рабочей зоной и рециркуляционной сбойкой:

$$\Delta N = -0.02l + 0.02L,$$

где  $L$  — протяженность горизонта;  $l$  — расстояние от рабочей зоны до рециркуляционной сбойки.

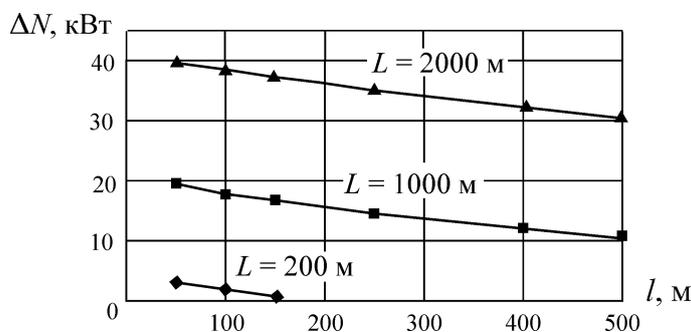


Рис. 2. Зависимость снижения потребляемой мощности от расположения рециркуляционной сбойки относительно рабочей зоны

При увеличении протяженности горизонта или производительности обработки рудного тела количество применяемой самоходной дизельной техники возрастает. Это приводит к росту требуемого расхода воздуха.

Найдем зависимость разности потребляемой мощности при работе только ВГП и совместной работе ВГП и ВМП от величины требуемого количества воздуха. Таким образом определим снижение мощности на проветривание горизонта за счет применения частичной рециркуляции. Рассмотрим вариант при увеличении требуемого расхода воздуха для отработки руды в рабочей зоне для той же вентиляционной сети рудника до  $65 \text{ м}^3/\text{с}$ . Согласно расчетам воздухораспределения на сетевой математической модели, для этого ВГП должен создать депрессию 269.7 даПа для 200-метрового горизонта и 449.5 даПа — для 2000-метрового. Потребляемая мощность ВГП при КПД 70 % для 200 м составит 250.4 кВт, а для 2000 м — 417.4 кВт.

Проведем вычислительные эксперименты и построим график (рис. 3) изменения разности потребляемой мощности (снижение мощности на проветривание горизонта) при работе только ВГП и совместной работы ВГП и ВМП ( $\Delta N$ ).

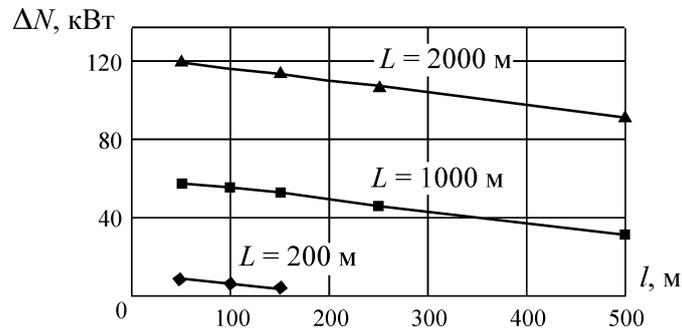


Рис. 3. Зависимость изменения разности потребляемой мощности при работе ВГП и совместной работы ВГП и ВМП  $\Delta N$  от расположения рециркуляционной сбойки относительно рабочей зоны

Анализ полученных результатов показывает, что  $\Delta N$  также имеет линейную зависимость от  $l$ :

$$\Delta N = -0.06l + 0.06L.$$

где  $L$  — протяженность горизонта;  $l$  — расстояние от рабочей зоны до рециркуляционной сбойки.

Аналогичная зависимость получается при дальнейшем увеличении требуемого расхода воздуха в рабочей зоне до  $85 \text{ м}^3/\text{с}$ :

$$\Delta N = -0.1l + 0.1L.$$

Видно, что коэффициенты уравнений при  $l$  и  $L$  для соответствующих расходов одинаковы. В общем виде уравнения имеют вид:

$$\Delta N = -nl + nL = n(L - l),$$

где  $n$  — коэффициент, показывающий удельное изменение мощности на единицу длины выработок горизонта, кВт/м.

Зависимости  $\Delta N$  отличаются коэффициентом  $n$ , который изменяется с величиной требуемого расхода воздуха  $Q_3$  в рабочей зоне (рис. 4).

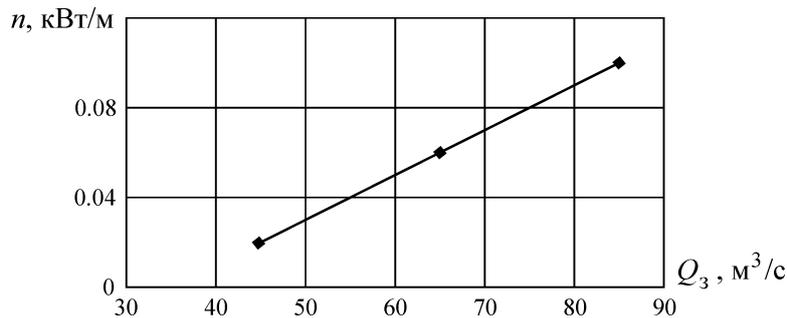


Рис. 4. Зависимость коэффициента  $n$  от требуемого расхода воздуха в рабочей зоне

Анализ графика показывает, что

$$n = 0.002Q_3 - 0.07n.$$

Подставив  $n$  в предыдущую формулу, получим:

$$\Delta N = (0.002Q_3 - 0.07)L(1 - k),$$

где  $k = l/L$ ;  $0.0025 \leq k \leq 1$ .

## ВЫВОДЫ

Применение системы рециркуляции воздуха в вентиляционной сети рудника позволяет снизить потребляемую мощность на проветривание его рабочей зоны. Величина снижения прямо пропорционально зависит от протяженности горизонта и коэффициента  $k$ , который показывает соотношение расстояния от забоя до рециркуляционной сбойки с установленным в ней вентилятором к длине горизонта. Наибольшее снижение мощности на проветривание достигается при установке рециркуляционного вентилятора в сбойке, ближайшей к рабочей зоне.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ/ REFERENCES

1. **Starkov L. I., Zemskov A. N., and Kondrashev P. I.** The development of mechanized development of potassium ores, Perm, Publishing House Perm. state tech. University, 2007, 522 pp. (in Russian) [**Старков Л. И., Земсков А. Н., Кондрашев П. И.** Развитие механизированной разработки калийных руд. — Пермь: Изд-во ПГТУ, 2007. — 522 с.]
2. **Mohirev N. N.** Using air recirculation when airing potash mines, News of universities. Mountain Journal, 1987, no. 9, pp. 47–51 (in Russian) [**Мохирев Н. Н.** Использование рециркуляции воздуха при проветривании калийных рудников // Изв. вузов. Горн. журн. — 1987. — № 9. — С. 47–51.]
3. **Nikolaev A. V. and Faynburg G. Z.** On energy- and resource-saving ventilation of underground mine workings of oil mines, Herald of the Perm National Research Polytechnic University. Geology, Oil and gas and mining, 2015, no. 14, pp. 92–98 (in Russian) [**Николаев А. В., Файнбург Г. З.** Об энерго- и ресурсосберегающем проветривании подземных горных выработок нефтешахт // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. — 2015. — № 14. — С. 92–98.]
4. **Komarov V. B. and Borisov D. F.** Mine ventilation, Moscow, GONTI NKTP USSR, 1938 (in Russian) [**Комаров В. Б., Борисов Д. Ф.** Рудничная вентиляция. — М.: ГОНТИ НКТП СССР, 1938. — 454 с.]
5. **Skochinsky A. A. and Komarov V. B.** Mine ventilation, Moscow, Main-oil publishing house, 1933 (in Russian) [**Скочинский А. А., Комаров В. Б.** Вентиляция рудников. — М.: Горно-нефт. изд-во, 1933. — 418 с.]
6. **Lawton B. R.** Local cooling underground by recirculation, Transaction of the Inst. Of Mining Engineers, 1993, vol. 90, pp. 63–68.
7. **Pavlov S. A.** Study of air distribution from the piston action of trains, Collection of works of young scientists, 2010, vol. 2, pp. 81–86 (in Russian) [**Павлов С. А.** Исследование воздухораспределения от поршневого действия поездов: сб. трудов молодых ученых. — 2010. — Т. 2. — С. 81–86.]
8. **Krasuk A. M.** Underground tunnel ventilation, Novosibirsk, Nauka, 2006, 164 pp. (in Russian) [**Красюк А. М.** Тоннельная вентиляция метрополитенов. — Новосибирск: Наука, 2006. — 164 с.]
9. **Krasuk A. M. and Lugin I. V.** Using the model of static air distribution in the study of the dynamics of air flow from the disturbing effect of trains in the metropolitan, Journal of Mining Science, 2007, no. 6, pp. 87–94 (in Russian) [**Красюк А. М., Лугин И. В.** Использование модели статического воздухораспределения при исследовании динамики воздушных потоков от возмущающего действия поездов в метрополитене // ФТПРПИ. — 2007. — № 6. — С. 87–94.]
10. **Krasuk A. M., Lugin I. V., and Pavlov S. A.** Mathematical modeling of air distribution in the ventilation network of the metro, taking into account the piston action of trains, Mining Information Analytical Bulletin, Thematic application. Aerology, Moscow, MGGU, 2009, pp. 48–57 (in Russian) [**Красюк А. М., Лугин И. В., Павлов С. А.** Математическое моделирование воздухораспределения в вентиляционной сети метрополитена с учетом поршневого действия поездов // ГИАБ. Тематическое приложение. Аэрология. — М.: МГГУ. — 2009. — С. 48–57.]
11. **Mohirev N. N. and Radko V. V.** Engineering calculations of mine ventilation. Building. Reconstruction. Exploitation, Moscow, LLC Nedra-Business Center, 2007, 324 pp. (in Russian) [**Мохирев Н. Н., Радько В. В.** Инженерные расчеты вентиляции шахт. Строительство. Реконструкция. Эксплуатация. — М.: ООО “Недра-Бизнесцентр”, 2007. — 324 с.]