

Учредитель: Издательство "НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ"

Главный редактор

КАНТОВИЧ Л.И., д.т.н., проф.

Зам. гл. редактора:

ИВАНОВ С.Л., д.т.н., проф.

ЛАГУНОВА Ю.А., д.т.н., проф.

Редакционный совет:

КОЗОВОЙ Г.И., д.т.н.

(сопредседатель)

ТРУБЕЦКОЙ К.Н., акад. РАН, д.т.н.

(сопредседатель)

АНТОНОВ Б.И.

ГАЛКИН В.А., д.т.н.

КОЗЯРУК А.Е., д.т.н., проф.

КОСАРЕВ Н.П., д.т.н., проф.

МЕРЗЛЯКОВ В.Г., д.т.н., проф.

НЕСТЕРОВ В.И., д.т.н., проф.

ЧЕРВЯКОВ С.А., к.т.н.

Редакционная коллегия:

АБРАМОВИЧ Б.Н., д.т.н., проф.

АНДРЕЕВА Л.И., д.т.н.

ГАЛКИН В.И., д.т.н., проф.

ГЛЕБОВ А.В., к.т.н.

ЕГОРОВ А.Н. (Белоруссия)

ЖАБИН А.Б., д.т.н., проф.

ЗЫРЯНОВ И.В., д.т.н.

МУХОРТИКОВ С.Г., д.т.н., проф.

МЫШЛЯЕВ Б.К., д.т.н., проф.

ПЕВЗNER Л.Д., д.т.н., проф.

ПЕТРОВ В.Л., д.т.н., проф.

ПЛЮТОВ Ю.А., к.т.н., доц.

ПОДЭРНИ Р.Ю., д.т.н., проф.

САМОЛАЗОВ А.В.

СЕМЕНОВ В.В., к.т.н.

СТАДНИК Н.И. (Украина), д.т.н., проф.

ТРИФАНОВ Г.Д., д.т.н., доц.

ХАЗАНОВИЧ Г.Ш., д.т.н., проф.

ХОРЕШОК А.А., д.т.н., проф.

ЮНГМЕЙСТЕР Д.А., д.т.н., проф.

Редакция:

БЕЛЯНКИНА О.В.

ДАНИЛИНА И.С.

Телефон редакции:

(499) 269-53-97

Факс: (499) 269-55-10

Email: gma@novtex.ru

http://novtex.ru/gormash

СОДЕРЖАНИЕ

ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА И АВТОМАТИКА

Сапунков М. Л. Способ контроля сопротивления изоляции в рудничных электрических сетях 6...10 кВ под рабочим напряжением 3

Сажин Р. А. Алгоритм автоматического управления последовательной передвижкой секций призабойной крепи 8

РУДНИЧНЫЙ ПОДЪЕМ

Трифанов Г. Д., Микрюков А. Ю. Испытание системы контроля плавности движения подъемного сосуда в шахтном стволе 16

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Каменских А. А., Алыменко Н. И., Николаев А. В. Выбор расположения осевых вентиляторов главной вентиляционной установки, обеспечивающих наименьшее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети 23

Алыменко Н. И., Петров А. И., Каменских А. А. Корректировка системы вентиляции центральной части рудника Дехканабадского завода калийных удобрений в связи с окончанием эксплуатационных работ в опытной панели 27

Алыменко Н. И., Николаев А. В., Каменских А. А., Петров А. И. Результаты математического моделирования смешивания холодного и теплого потоков воздуха в воздухоподающем стволе рудника 31

Николаев А. В. Система кондиционирования шахтного воздуха 34

ИНФОРМАЦИЯ

Трифанов Г. Д. Новая редакция Руководства по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок 40

Указатель статей, опубликованных в журнале в 2014 году 44

Журнал включен в Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук, и входит в систему Российского индекса научного цитирования.

ГОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА

Editor-in-Chief

KANTOVICH L.I., Dr. Sci. (Tech.)

Deputy Editor-in-Chief:

IVANOV S.L., Dr. Sci. (Tech.)

LAGUNOVA Yu.A., Dr. Sci. (Tech.)

Editorial Council:

KOZOVOY G.I. (co-chairman), Dr. Sci. (Tech.)

TRUBETSKOY K.N. (co-chairman),

Dr. Sci. (Tech.), Acad. RAS

ANTONOV B.I.

GALKIN V.A., Dr. Sci. (Tech.)

KOZYARUK A.E., Dr. Sci. (Tech.)

KOSAREV N.P., Dr. Sci. (Tech.)

MERZLYAKOV V.G., Dr. Sci. (Tech.)

NESTEROV V.I., Dr. Sci. (Tech.)

CHERVYAKOV S.A., Cand. Sci. (Tech.)

Editorial Board Members:

ABRAMOVICH B.N., Dr. Sci. (Tech.)

ANDREEVA L.I., Dr. Sci. (Tech.)

GALKIN V.I., Dr. Sci. (Tech.)

GLEBOV A.V., Cand. Sci. (Tech.)

EGOROV A.N. (Belarus)

ZHABIN A.B., Dr. Sci. (Tech.)

ZYRYANOV I.V., Dr. Sci. (Tech.)

MUKHORTIKOV S.G., Dr. Sci. (Tech.)

MYSHLYAEV B.K., Dr. Sci. (Tech.)

PEVZNER L.D., Dr. Sci. (Tech.)

PETROV V.L., Dr. Sci. (Tech.)

PLYUTOV Yu.A., Cand. Sci. (Tech.)

PODERNI R.Yu., Dr. Sci. (Tech.)

SAMOLAZOV A.V.

SEMENOV V.V., Cand. Sci. (Tech.)

STADNIK N.I. (Ukraine), Dr. Sci. (Tech.)

TRIFANOV G.D., Dr. Sci. (Tech.)

KHAZANOVICH G.Sh., Dr. Sci. (Tech.)

KHORESHOK A.A., Dr. Sci. (Tech.)

YUNGMEYSTER D.A., Dr. Sci. (Tech.)

Editorial Staff:

BELYANKINA O.V.

DANILINA I.S.

CONTENTS

MINING ELECTROMECHANICS AND AUTOMATIC

Sapunkov M. L. A Method for Controlling the Insulation Mining Electrical Networks 6...10 kV under Operating Voltage 3

Sagin R. A. An Algorithm for Control of the Serial Shifting Sections Bottom-Hole Mounted 8

MINE HOISTING

Trifanov G. D., Mikryukov A. Yu. Test Control Systems Smooth Movement Shaft Skip in Mine Shaft 16

MINE VENTILATION

Kamenskikh A. A., Alymenko N. I., Nikolaev A. V. The Choice of a Location of Axial Fans Main Fan Installation for Provides the Lowest Aerodynamic Resistance of Ventilation Network 23

Alymenko N. I., Petrov A. I., Kamenskikh A. A. Adjustment of the Ventilation System of the Central Part of the Mine of Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant in Due to the End of the Operational Work in the Experimental Panel 27

Alymenko N. I., Nikolaev A. V., Kamenskikh A. A., Petrov A. I. The Results of Mathematical Simulation of Mixing of Cold and Warm Air Flow in the Air-Falling Shaft 31

Nikolaev A. V. The System for Conditioning Mine Air 34

INFORMATION

Trifanov G. D. The New Edition of the Guide to the Audit, Adjustment and Testing Mine Hoist Installations 40

The Index of Articles Published in the Journal in 2014 Year 44

Information about the journal is available online at:
<http://novtex.ru/gormash>, e-mail: gma@novtex.ru

УДК 622:621.3.048

М. Л. Сапунков, канд. техн. наук, проф., ПНИПУ, г. Пермь

E-mail: eagp@mail.ru

Способ контроля сопротивления изоляции в рудничных электрических сетях 6...10 кВ под рабочим напряжением

Приведено описание нового способа контроля сопротивления изоляции фаз относительно земли в распределительных сетях 6...10 кВ под рабочим напряжением. Способ основан на контроле приращения мощности, возникающего при создании преднамеренной несимметрии напряжений фаз относительно земли. Несимметрию создают путем подключения к одной из фаз сети дополнительной проводимости на землю. Приращение мощности вычисляют по результатам измерений напряжений в сети и токов фаз линии до и после создания несимметрии напряжений.

Дано аналитическое обоснование способа контроля сопротивления изоляции. Описана структурно-функциональная схема устройства для осуществления способа.

Ключевые слова: электрическая сеть, контроль изоляции, несимметрия напряжений, мощность, приращение мощности, сопротивление изоляции, функциональная схема устройства

Высокий уровень сопротивления изоляции электроустановок является основой обеспечения надежности и безопасности электроснабжения. Это особенно важно для распределительных сетей 6...10 кВ шахт и рудников, на которые распространяются повышенные требования безопасности. Состояние изоляции электрических сетей и электроустановок со временем обычно ухудшается из-за старения и износа. Пробой ослабленной изоляции может произойти даже в нормальном режиме работы под рабочим напряжением, но особенно при перенапряжениях. Это, как правило, вызывает однофазные замыкания на землю или даже междуфазные короткие замыкания, что приводит к аварийным отключениям, перерывам в электроснабжении, простоям оборудования. Кроме того, возникает опасность взрывов, пожаров, электротравм.

В настоящее время в сетях 6...10 кВ горных предприятий состояние изоляции под рабочим напряжением обычно контролируют косвенным путем измерений напряжений фаз относительно земли. Если напряжение одной из фаз уменьшается, а при этом напряжения двух других фаз возрастают, то это считают достоверным признаком уменьшения сопротивления изоляции фазы относительно земли.

Этот способ широко применяется из-за простоты. Однако он не позволяет получить количественную оценку параметров изоляции. Более того если сопротивление изоляции трех фаз уменьшатся одновременно, то несимметрии напряжений не будет, ситуация оказывается неинформативной, ложной.

Известны и другие способы контроля изоляции в сетях под рабочим напряжением [1, 2]. Однако из-за сложности и трудоемкости измерений они практически применяются редко, эпизодически или только при возникающей необходимости, например при исследованиях.

Для постоянного контроля сопротивлений изоляции фаз относительно земли в сетях 6...10 кВ шахт и рудников может найти применение новый способ, разработанный на кафедре "Горная электромеханика" ПНИПУ [3]. По этому способу сопротивление изоляции фазы относительно земли $R_{из.ф_i}$ любой i -й линии распределительной сети можно вычислить по результатам контроля приращения активной мощности $\Delta P_{из.ф_i}$. Это приращение мощности происходит при создании преднамеренной несимметрии напряжений фаз относительно земли. При этом требуется одновременно

вычислять показатель степени изменения напряжений фаз ΔU_{ϕ}^2 , который является общим для всех линий секции шин распределительной сети.

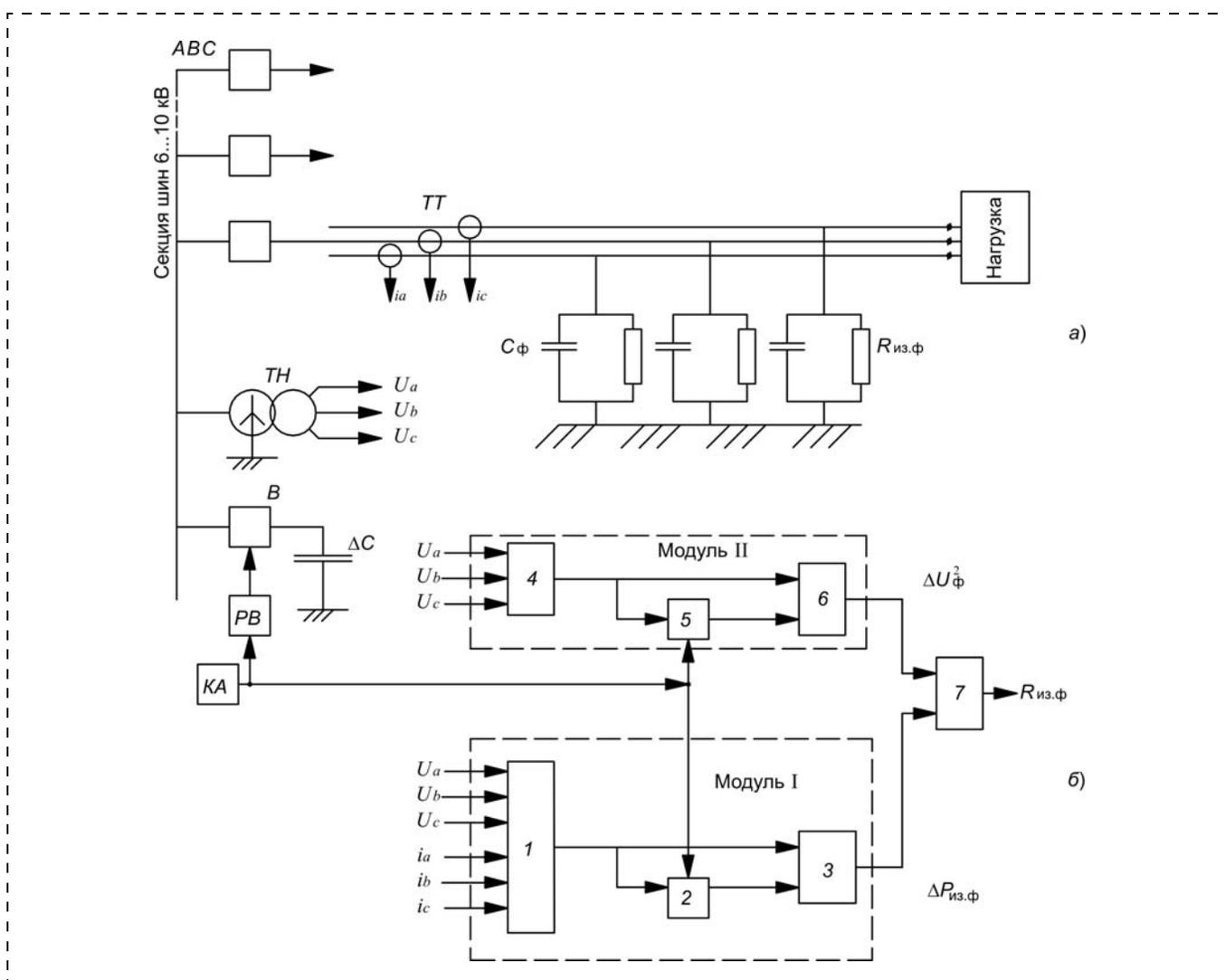
По значениям $\Delta P_{из.ф_i}$ и ΔU_{ϕ}^2 среднее значение сопротивления изоляции фаз относительно земли i -й линии вычисляют по формуле

$$R_{из.ф_i} = \frac{\Delta U_{\phi}^2}{\Delta P_{из.ф_i}} \quad (1)$$

Значения $\Delta P_{из.ф_i}$ и ΔU_{ϕ}^2 можно определить в результате выполнения ряда операций и вычислительных действий. Алгоритм осуществления способа контроля изоляции поясняют принципиальная схема распределительной сети и структурно-функ-

циональная схема устройства контроля, приведенные на рисунке.

На схеме (см. рис. а) показана одна из отходящих от секции шин распределительного устройства линий с подключенной в конце линии нагрузкой (трансформатор или электродвигатель). Сопротивление изоляции фазы относительно земли в схеме обозначено в виде сосредоточенного параметра $R_{из.ф}$. Величиной этого сопротивления можно характеризовать сопротивление изоляции именно линии (при необходимости с учетом еще и сопротивления изоляции подключенной к линии нагрузки). Аналогично в виде сосредоточенного параметра представлена емкость фазы относительно земли C_{ϕ} . Параметры междуфазной изоляции находятся под линейными напряжениями, так же как и нагрузка линии. Поэтому они учиты-



Принципиальная схема распределительной сети (а) и структурно-функциональная схема устройства контроля сопротивления изоляции (б)

ваются в составе эквивалентных параметров нагрузки линии.

При осуществлении нового способа контроля изоляции требуется измерять токи трех фаз линии и напряжения трех фаз в сети относительно земли. В схеме (см. рис. а) токи измеряются с помощью трансформаторов тока *ТТ*. Для измерений фазных напряжений используется измерительный трансформатор напряжения *ТН*. Его первичная обмотка должна быть соединена по схеме звезда с заземленной нейтралью. В таком случае вторичные напряжения U_a, U_b, U_c будут пропорциональны напряжениям фаз в сети относительно земли.

Для осуществления способа необходимо преднамеренно создавать в распределительной сети искусственную несимметрию напряжений фаз относительно земли. Это достигается путем подключения к одной из фаз сети дополнительной проводимости на землю. В схеме (см. рис. а) с этой целью используется высоковольтный конденсатор с заранее рассчитанной емкостью ΔC . Он подключается кратковременно к одной из фаз секции шин распределительного устройства относительно земли с помощью выключателя *В*. Сигналы на включение и отключение подаются с командоаппарата *КА* через элемент управления *РВ* с выдержкой времени.

Чтобы получить значение $\Delta P_{из.ф}$, используемое в формуле (1), нужно предварительно, до создания искусственной несимметрии напряжений фаз, вычислить активную мощность линии с подключенной к ней нагрузкой (или без нагрузки). Эта мощность равна [4]

$$P = P_{ср} = \frac{1}{T} \int_0^T p(t) dt, \quad (2)$$

где $p(t) = u_a i_a + u_b i_b + u_c i_c$ — суммарная мгновенная мощность трех фаз линии; u_a, u_b, u_c — мгновенные значения фазных напряжений относительно нейтрали трехфазной системы; i_a, i_b, i_c — мгновенные значения токов фаз линии.

Мощность $P_{ср}$ можно рассматривать в виде двух составляющих:

$$P_{ср} = P_{нагр} + P_{из.ф}, \quad (3)$$

где $P_{нагр}$ — активная мощность линии, включая мощность именно самой нагрузки (трансформатор или двигатель), а также мощность потерь в продольных сопротивлениях фаз линии и мощность

рассеяния в сопротивлениях междуфазной изоляции; $P_{из.ф}$ — мощность рассеяния в сопротивлениях изоляции фаз относительно земли линии и нагрузки (или без нагрузки).

Выражение для этой составляющей можно записать в виде [4]

$$P_{из.ф} = q_{из.а} U_a^2 + q_{из.б} U_b^2 + q_{из.с} U_c^2, \quad (4)$$

где $q_{из.а}, q_{из.б}, q_{из.с}$ — активные проводимости изоляции фаз на землю; U_a, U_b, U_c — действующие значения напряжений фаз относительно земли.

Если принять условие, что $q_{из.а} = q_{из.б} = q_{из.с} = q_{из.ф}$, то выражение (4) можно представить в виде

$$\begin{aligned} P_{из.ф} &= q_{из.ф} (U_a^2 + U_b^2 + U_c^2) = \\ &= \frac{1}{R_{из.ф}} (U_a^2 + U_b^2 + U_c^2). \end{aligned} \quad (5)$$

Из формулы (5) следует, что одновременно с определением значения мощности необходимо вычислить и сумму квадратов напряжений фаз относительно земли

$$U_{\Sigma}^2 = U_a^2 + U_b^2 + U_c^2. \quad (6)$$

Полученные в соответствии с выражениями (2) и (6) параметры должны быть запомнены для дальнейших вычислений.

Сразу же после операции запоминания кратковременно подключается емкость ΔC . В результате создается искусственная несимметрия напряжений фаз относительно земли. Измеряются новые значения токов линии и напряжений в сети. Вычисления мощности и суммы квадратов фазных напряжений согласно формулам (2) и (6) продолжают. В этом режиме работы сети будут получены новые значения $P_{ср}^{(1)}$ и суммы квадратов напряжений фаз относительно земли $U_{\Sigma}^{(1)2} = U_a^{(1)2} + U_b^{(1)2} + U_c^{(1)2}$.

Изменение мощности линии при этом будет характеризоваться приращением мощности:

$$\begin{aligned} \Delta P_{ср.з} &= P_{ср}^{(1)} - P_{ср} = \\ &= (P_{нагр}^{(1)} + P_{из.ф}^{(1)}) - (P_{нагр} + P_{из.ф}) = \\ &= (P_{нагр}^{(1)} - P_{нагр}) + (P_{из.ф}^{(1)} - P_{из.ф}). \end{aligned} \quad (7)$$

В этом выражении первая разность $P_{\text{нагр}}^{(1)} - P_{\text{нагр}} = 0$, так как при созданной искусственной несимметрии фазных напряжений относительно земли линейные (междуфазные) напряжения в сети не изменяются. Следовательно, режим работы нагрузки линии тоже не изменится. То есть приращение мощности в линии будет обусловлено только увеличением мощности рассеяния в сопротивлениях изоляции фаз относительно земли

$$\Delta P_{\text{ср.з}} = P_{\text{из.ф}}^{(1)} - P_{\text{из.ф}} = \Delta P_{\text{из.ф}}. \quad (8)$$

Изменение фазных напряжений относительно земли удобно оценивать показателем степени изменения суммы квадратов этих напряжений:

$$\Delta U_{\text{ф}}^2 = (U_a^{(1)2} + U_b^{(1)2} + U_c^{(1)2}) - (U_a^2 + U_b^2 + U_c^2). \quad (9)$$

С учетом выражений (5) и (9) приращение мощности в соответствии с формулой (8) можно выразить в виде

$$\Delta P_{\text{из.ф}} = \frac{1}{P_{\text{из.ф}}} [(U_a^{(1)2} + U_b^{(1)2} + U_c^{(1)2}) - (U_a^2 + U_b^2 + U_c^2)]. \quad (10)$$

То есть в соответствии с формулой (9) на основании выражения (10) справедливо записать

$$\Delta P_{\text{из.ф}} = \frac{\Delta U_{\text{ф}}^2}{R_{\text{из.ф}}}. \quad (11)$$

Из формулы (11) следует, что искомое сопротивление изоляции фазы относительно земли для конкретной линии распределительной сети будет равно

$$R_{\text{из.ф}} = \frac{\Delta U_{\text{ф}}^2}{\Delta P_{\text{из.ф}}}. \quad (12)$$

Предлагаемый способ контроля изоляции можно осуществить с применением устройства, структурно-функциональную схему которого см. на рис. б. Устройство содержит два функциональных модуля. Модуль I служит для вычисления приращения мощности $\Delta P_{\text{из.ф}}$. В составе этого модуля находится измерительно-вычислительный блок 1, с помощью которого в начале (в нормальном режиме работы

сети) согласно формуле (2) вычисляют значение мощности $P_{\text{ср}}$. По сигналу от командоаппарата КА это значение мощности запоминают в управляемом блоке памяти 2. Далее с небольшой выдержкой времени срабатывает выключатель В и кратковременно подключается емкость ΔC . В этом состоянии вычисления в блоке 1 продолжают и в результате получают новое значение мощности $P_{\text{ср}}^{(1)}$.

Сигналы о параметрах $P_{\text{ср}}$ и $P_{\text{ср}}^{(1)}$ поступают на входы сумматора 3, который выполняет операцию "вычет". В результате на выходе сумматора согласно формуле (8) формируется сигнал в виде приращения мощности $\Delta P_{\text{ср}} = \Delta P_{\text{из.ф}}$.

Модуль II устройства работает одновременно с модулем I. Он служит для вычисления показателя степени изменения фазных напряжений $\Delta U_{\text{ф}}^2$.

В составе этого модуля находится измерительно-вычислительный блок 4, с помощью которого тоже в начале процедуры контроля согласно формуле (6) вычисляют сумму квадратов фазных напряжений U_{Σ}^2 . Это значение тоже запоминают по

сигналу, поступающему от командоаппарата КА в блоке памяти 5. Далее одновременно с вычислениями в модуле I в блоке 4 модуль II аналогично получают новое значение суммы квадратов напряжений $U_{\Sigma}^{(1)2}$. Сигналы о параметрах U_{Σ}^2 и $U_{\Sigma}^{(1)2}$

поступают на входы сумматора 6. В результате операции "вычет" на выходе сумматора 6 согласно формуле (9) формируется сигнал о показателе $\Delta U_{\text{ф}}^2$.

Выходным функциональным элементом устройства является блок деления 7, на входы которого поступают сформированные сигналы о значениях $\Delta U_{\text{ф}}^2$ и $\Delta P_{\text{из.ф}}$. В результате операции деления согласно формуле (12) на выходе блока 7 получают искомое сопротивление изоляции фазы относительно земли.

В решении задачи контроля изоляции важным является обеспечение достаточно высокой точности определения величины сопротивления $R_{\text{из.ф}}$. При осуществлении предлагаемого способа точность контроля будет зависеть от выполнения ряда условий.

Прежде всего, чтобы при вычислении $\Delta R_{\text{из.ф}}$ исключить влияние возможного изменения режи-

ма работы нагрузки, т. е. величины $P_{\text{нагр}}$ в выражении (7), необходимо повышать быстродействие работы устройства. Точность контроля будет зависеть также от точности измерений напряжений и токов, т. е. надо использовать $ТН$ и $ТТ$ более высокого класса точности.

Точность определения параметра $R_{\text{из.ф}}$ по предлагаемому способу, безусловно, во многом будет зависеть от качества работы функциональных модулей и блоков устройства контроля изоляции, т. е. от метрологических характеристик устройства.

Контроль состояния изоляции может осуществляться поочередно отдельно для каждой линии распределительной сети или одновременно для группы линий, отходящих от секции шин. Во втором варианте модуль II структурно-функциональной схемы устройства контроля (см. рис. б) может быть общим для всех линий данной секции шин. Число модулей I должно соответствовать числу одновременно контролируемых линий. Если при этом обеспечить сбор информации о сопротивлениях изоляции по секции (или секциям) шин, то в ре-

зультате можно будет осуществлять централизованный контроль состояния изоляции в сети.

Постоянный или систематический мониторинг $R_{\text{из.ф}}$ в распределительных сетях под рабочим напряжением позволит создавать эффективные системы раннего выявления ухудшения и диагностики состояния изоляции без вывода объектов сетей из работы, повышать надежность и безопасность электроснабжения горных предприятий.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 13-08-96063.

Список литературы

1. **Гладилин Л. В.** и др. Изоляция подземных электроустановок шахт и электробезопасность. М.: Недра, 1966. 262 с.
2. **Сви П. М.** Методы и средства диагностики оборудования высокого напряжения. М.: Энергоиздат, 1992. 240 с.
3. **Пат. 2478975 Российская Федерация.** Способ контроля состояния изоляции в трехфазной электрической сети / Сапунков М. Л.; опубл. 10.04.13, Бюл. № 10.
4. **Ионкин П. А.** и др. Теоретические основы электротехники. М.: Высшая школа, 1976. 544 с.

M. L. Sapunkov, Professor, e-mail: eagp@mail.ru,
Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia

A Method for Controlling the Insulation Mining Electrical Networks 6...10 kV under Operating Voltage

Describes a new method of monitoring the insulation resistance phase-to-earth in 6...10 kV distribution networks under operating voltage. The method is based on the control power increment arising when creating intentional asymmetry of the phase voltages with respect to ground. Asymmetry is created by connecting to one of the mains phases additional conduction to the ground. Power increment is calculated from measurements of voltage and phase current line before and after the creation of voltage asymmetry.

The analytical method for controlling rationale insulation resistance value is shown. A description of the structural and functional diagram of the device for implementing the method is issued.

Keywords: electrical network, control isolation voltage unbalance, power, power increment, insulation resistance, the functional diagram of the device

Referenses

1. **Gladilin L. V.** i dr. *Izoljacija podzemnyh jelektroustanovok shaht i jelektrobezopasnost'*. М.: Nedra, 1966. 262 p.
2. **Svi P. M.** *Metody i sredstva diagnostiki oborudovanija vysokogo naprjazhenija*. М.: Jenergoizdat, 1992. 240 p.

3. **Pat. 2478975 Rossijskaja Federacija.** *Sposob kontrolja sostojanija izoljicii v trehfaznoj jelektricheskoj seti*. Sapunkov M. L.; opubl. 10.04.13, Bjul. N. 10.
4. **Ionkin P. A.** i dr. *Teoreticheskie osnovy jelektrotehniki*. М.: Vysshaja shkola, 1976. 544 p.

Алгоритм автоматического управления последовательной передвижкой секций призабойной крепи

Рассмотрены вопросы основных требований к системам автоматизации передвижной призабойной крепи, на основе которых был определен алгоритм данной передвижной крепи, а также и подпрограммы, входящие в этот алгоритм.

Ключевые слова: система автоматизации, алгоритм, программа, призабойная крепь, конвейер

В процессе выемки пластовых полезных ископаемых комбайн 1 перемещается вдоль лавы по ставу конвейера 2 (рис. 1). При этом обнажающаяся кровля пласта вероятностью своего обрушения создает определенную угрозу безопасной работе рабочего персонала. Для исключения этого опасного явления выработанное пространство поддерживается секциями передвижной призабойной крепи 3, которые должны перемещаться к груди забоя вслед за проходом исполнительного органа выемочного комбайна. При этом перемещении за оградительным щитом каждой секции порода кровли полностью обрушается.

В лавах современных высокомеханизированных шахт для поддержания кровли используют секции передвижной механизированной крепи, которые полностью перекрывают призабойное пространство.

Передвижка секций призабойной крепи по мере продвижения по лаве выемочного комбайна осуществляется последовательно или через одну (в "шах-

матном" порядке). Схема передвижки секций крепи определяется стойкостью породы "кровли".

Независимо от схемы передвижения секций призабойной крепи при автоматическом управлении этим процессом системы автоматического управления должны обеспечивать:

1) автоматическую последовательную или в "шахматном" порядке передвижку секций крепи с отставанием в 2...5 секций (в зависимости от устойчивости породы "кровли");

2) автоматический останов комбайна при отставании передвижки крепи на заданное расстояние или в случае возникновения опасности наезда исполнительного органа комбайна на верхняк крепи;

3) автоматическое прекращение передвижки секции в случае приближения верхняка крепи к исполнительному органу комбайна;

4) аварийную сигнализацию в случае потери распора между двумя рядом стоящими секциями, а также в случае посадки стойки крепи на "жесткую" или "заякоривании" секции при ее передвижке;

5) опрос состояния всех датчиков секций.

Большинство этих требований относится к функциям автоматической защиты рабочего цикла при автоматической передвижке крепи, которые не рассматриваются в данной работе. Целью работы является описание алгоритма автоматической последовательной передвижки секций механизированной призабойной крепи.

Системы автоматического управления передвижкой секций призабойной крепи

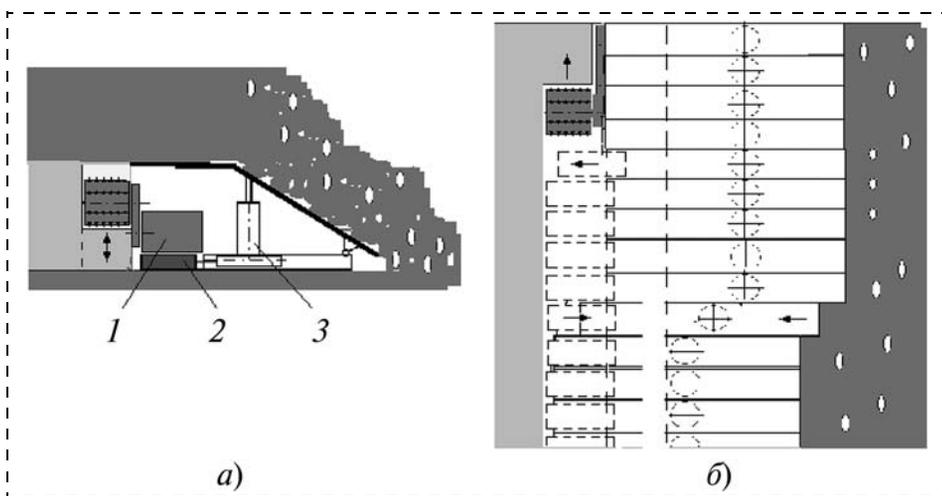


Рис. 1. Схема расположения в лаве секций призабойной крепи:

а — положение секций крепи относительно комбайна конвейера; б — вид призабойной крепи в плане выработки

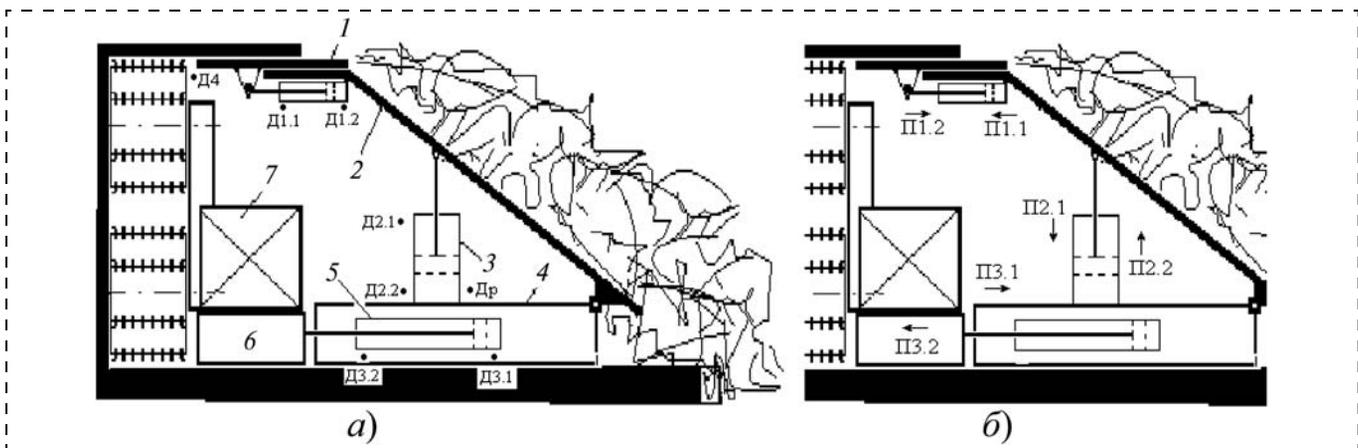


Рис. 2. Схема расположения датчиков (а) и исполнительных устройств (б) на секции передвижной механизированной крепи: 1 — козырек верхняка с приводом его передвижки; 2 — оградительный щит секции крепи; 3 — несущий гидродомкрат; 4 — основание секции крепи; 5 — гидродомкрат горизонтальной передвижки секции (и конвейера); 6 — рама (став) призабойного конвейера; 7 — выемочный комбайн

должны быть обеспечены набором необходимых датчиков и исполнительных устройств, схема расположения которых показана на рис. 2.

Конструктивно секция крепи своим основанием 4 связана через гидродомкрат 5 с рамой (ставом) 6 призабойного конвейера. Оградительный щит 2 (верхняка) крепи удерживает давление обрушенной породной массы кровли с определенным усилием, которое с помощью клапана распора обеспечивается гидродомкратом 3. Под действием усилия породной массы кровли этот гидродомкрат постепенно оседает вместе с оградительным щитом при заданном давлении распора. При этом рабочая жидкость через клапан распора перетекает из нижней полости гидродомкрата в верхнюю. Это оседание возможно только до предельного значения. В случае превышения предельной осадки гидродомкрата секция крепи окажется "зажатой" горной породой. Такой режим называют посадкой секции "на жесткую". Это аварийный режим, так как в этом случае секция теряет возможность к дальнейшей осадке, а значит и к передвижке. Другой аварийный режим — это "заякоривание" секции, которое наступает при наезде секции на препятствие в процессе ее передвижки. В обоих случаях система автоматики должна предупреждать эти режимы.

Для получения информации о состоянии параметров секции крепи она должна быть укомплектована следующими датчиками:

Д1.1 — датчик контроля переднего положения козырька;

Д1.2 — датчик контроля заднего положения козырька;

Д2.1 — датчик контроля верхнего положения поршня в распорном цилиндре;

Д2.2 — датчик контроля нижнего положения поршня в распорном цилиндре;

Д3.1 — датчик контроля минимального взаимного положения секции и конвейера;

Д3.2 — датчик контроля максимального взаимного положения секции и конвейера;

Д4 — датчик контроля заданного обнажения кровли;

Др — датчик контроля заданного распора секции крепи;

Да — аварийный датчик.

Для выполнения операций цикла автоматической передвижки в секциях крепи должны быть использованы следующие исполнительные устройства:

П1.1 — привод прямого выдвигания козырька;

П1.2 — привод обратного движения козырька;

П2.1 — привод домкрата в направлении снятия распора секции;

П2.2 — привод домкрата в направлении распора секции;

П3.1 — привод перемещения секции к ставу конвейера;

П3.2 — привод перемещения конвейера от секции крепи.

Автоматическое управление процессом последовательной передвижки секций призабойной крепи может быть обеспечено алгоритмом, представленным на рис. 3.

После запуска этого алгоритма вводятся необходимые параметры, среди которых:

N — число секций крепи, установленных в лаве;

A — номер секции, выдвигаящей козырек вслед за проходом исполнительного органа комбайна;

K — заданное число отставания начала передвижки секций от секции с номером A ;

I — номер секции, передвигающейся к конвейеру;

S — контрольный параметр суммы номеров секций с выдвинутым козырьком;

$NAPR$ — параметр направления движения комбайна по лаве.

Параметры A , I и S первоначально принимают единичное значение, а значение параметра $NAPR$ зависит от направления движения комбайна при запуске алгоритма, при этом $NAPR = 0$, если нумерация секций при их перемещении возрастает в порядке от 1 до N и наоборот при реверсе обработки пласта $NAPR = 1$.

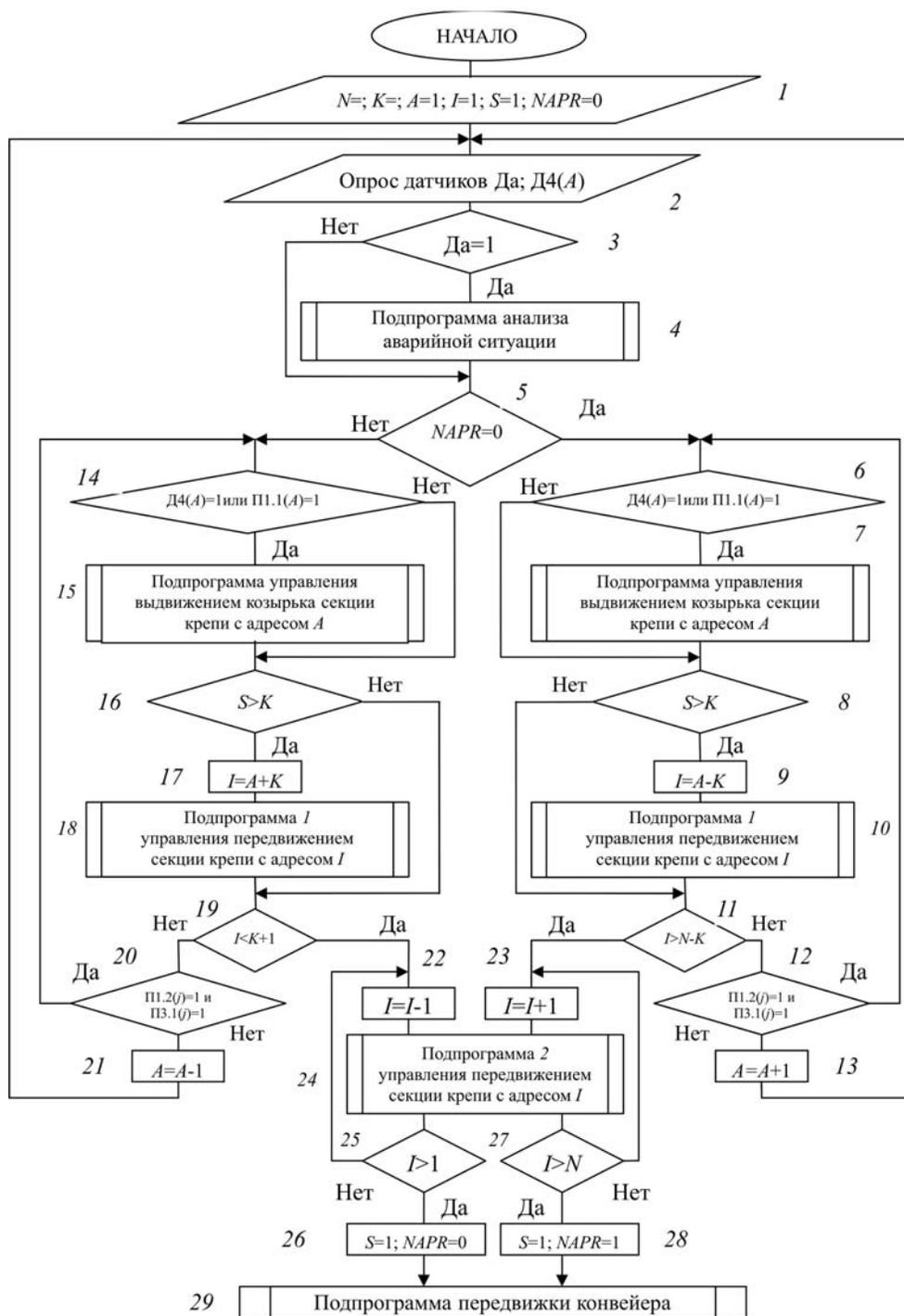


Рис. 3. Алгоритм последовательной передвижки секций призабойной крепи

После ввода исходных данных алгоритм опрашивает состояние двух дискретных датчиков Да и Д4. Аварийный датчик Да срабатывает в случае возникновения любой из перечисленных выше аварийных ситуаций, при этом "Подпрограмма анализа аварийной ситуации" должна оперативно отключить все приводы секции крепи и тем самым остановить ее передвижку (подробное описание структуры этой подпрограммы не входит в рамки настоящей статьи).

Направление движения комбайна меняет порядок передвижки секций, поэтому после анализа параметра $NAPR$ алгоритм ветвится по двум направлениям (прямого и обратного хода комбайна).

При прямом движении комбайна оператором 6 проверяется степень обнажения кровли или работа привода перемещения козырька верхняка крепи. Если обнажение кровли достигнет заданного значения, срабатывает датчик Д4, после чего для временного поддержания кровли выдвигается козырек секции крепи, при этом сама секция пока остается неподвижной.

Управление выдвиганием козырька обеспечивает "Подпрограмма управления выдвиганием козырька секции крепи с адресом А" (операторы 7 и 15), структура которой показана на рис. 6. Подпрограмма будет рассмотрена отдельно. В этой подпрограмме в параметре S суммируется число секций крепи, в которых были выдвинуты козырьки.

После выхода из подпрограммы 7 (15) параметр S сравнивается с параметром K . Если S будет превышать K (заданное отставание для передвижки достигнуто), то происходит обращение к "Подпрограмме 1 управления передвижением секции крепи с адресом Г" (операторы 10 и 18), структура этой подпрограммы показана на рис. 7.

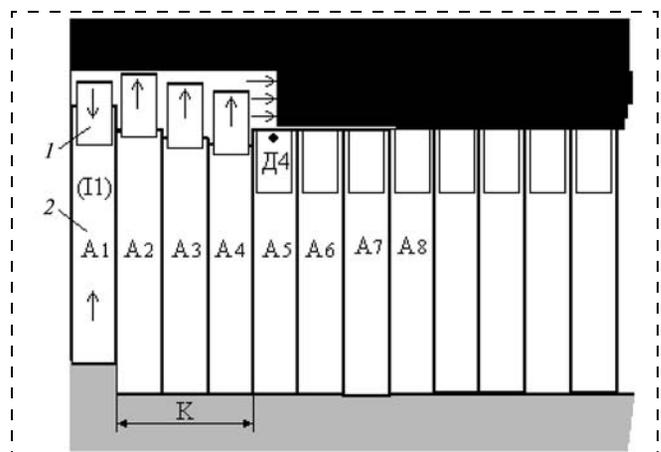
Надо отметить, что номера одной и той же секции крепи в подпрограммах 7 и 10 обозначаются разными символами. Если в подпрограмме 7 управления выдвиганием козырька номер секции обозначен символом A , то в подпрограмме 10 управления передвижением секции номер этой же секции обозначен символом I (рис. 4). Это объясняется тем, что первоначально на конкретной секции выдвигается козырек для временного поддержания кровли, а затем, когда K секций выдвинут свои козырьки, к забою перемещается сама секция, козырек которой уже выдвинут. При передвижке секции козырек нужно вернуть в исходное положение (см. рис. 4). Разница между A и I всегда равна величине K .

После завершения подпрограммы 10 выполняется ветвление алгоритма по условию, которое

контролирует параметр I . Пока значение I не превышает величины " $N-K$ ", козырьки секций с адресом A_j постоянно выдвигаются, а козырьки секций с адресом I_j движутся в обратном направлении. По условиям П1.2(j) = 1 и П3.1(j) = 1 проверяется одновременная работа привода обратного движения козырька и привода передвижки секции в направлении конвейера.

Если эти приводы работают, то происходит циклический возврат к подпрограммам 7 и 10, а при завершении их работы адрес A меняется на единицу.

После того как последняя секция крепи выдвинет свой козырек, то параметр A становится равным N (при этом условие " $I > N-K$ " становится истинным). В этом случае алгоритм прибавляет к параметру I единицу и переходит к "Подпрограмме 2 управления передвижением секции крепи только с адресом Г" (оператор 24), см. далее рис. 7. Эта подпрограмма управляет передвижкой последних K секций на конечном участке лавы (рис. 5), когда козырьки всех этих секций крепи уже выдвинуты.



Циклическое обращение к подпрограмме 24 с предварительным изменением значения параметра I будет выполняться до тех пор, пока этот параметр не сравняется по величине с параметром N .

Когда последняя секция всей крепи переместится к ставу конвейера, параметр I станет равным параметру N , в результате чего цикл обращения к подпрограмме 24 завершится, но прежде чем обратиться к подпрограмме 29 передвижки конвейера (в данной статье она тоже не рассматривается), параметрам S и $NAPR$ алгоритм присваивает единичное значение.

После передвижки конвейера соответствующей подпрограммой выемочный комбайн должен автоматически изменить направление движения по лаве, при этом алгоритм заново запускается с оператора 2, но с новым значением параметра $NAPR$.

При обратном движении комбайна степень обнажения кровли проверяется уже оператором 14 и по истинности показаний датчика Д4 происходит обращение к подпрограммам 15 и 18 управления выдвиганием козырька секции крепи с адресом A и перемещением секции с адресом I . В этом случае первоначальное значение параметра A численно равно параметру N и при каждом завершении выдвигания очередного козырька этот параметр уменьшается на единицу. Параметр I на этой ветви алгоритма всегда больше параметра A на величину K , в то время как параметр S изменяется по тем же принципам.

Циклическая проверка работы приводов выдвигания козырька и перемещения секции строится аналогично как и на ветви прямого движения комбайна с той лишь разницей, что при завершении очередного выдвигания козырька секции параметр A уменьшается на единицу. Но в этом случае, как только комбайн дойдет до начала лавы и завершится выдвигание козырька первой (конечной секции крепи в этом направлении отработки забоя), оставшиеся K секций останутся еще не передвинутыми. В этом случае управление передвижкой этих секций также осуществляется подпрограммой 24, но перед каждым циклом обращения к этой подпрограмме предварительно параметр I уменьшается на единицу.

Как только параметр I станет равным единице, цикл передвижки всех секций завершится, при этом параметру S присваивается единичное значение, а параметр $NAPR$ примет нулевое значение.

После этого алгоритм снова обращается к подпрограмме 29 передвижки конвейера, после перемещения которого комбайн снова меняет направ-

ление своего перемещения, а алгоритм переходит на исходную ветвь по изменившемуся значению параметра $NAPR$.

Рассмотрим подробнее структуру всех подпрограмм этого алгоритма. Во всех подпрограммах параметры (имена) датчиков и приводов индексные переменные, значение которых зависит от номера секции крепи.

Структура Подпрограммы управления выдвиганием козырька секции крепи представлена на рис. 6. Обращение к этой подпрограмме происходит при срабатывании дискретного датчика Д4(A) или при включении привода выдвигания козырька П1.1(A).

Первоначально подпрограмма проводит опрос дискретного датчика Д1.1(A) контроля переднего положения козырька. Пока этот датчик не сработал, подпрограмма опрашивает состояние привода П1.1(A), который включается подпрограммой только один раз, повторное его включение исключается.

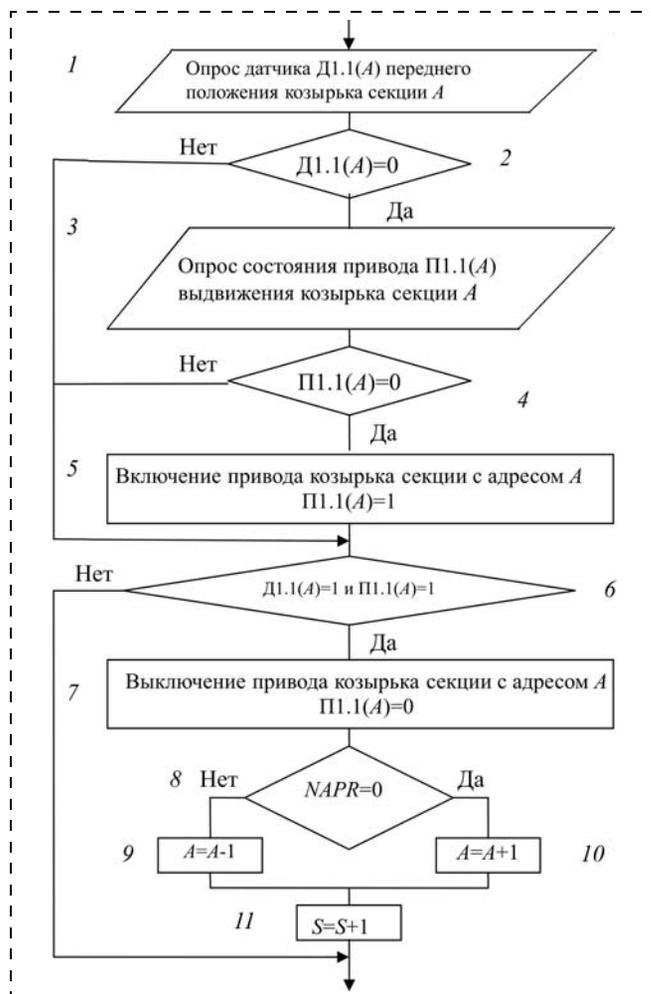


Рис. 6. Структура Подпрограммы управления выдвиганием козырька секции крепи

Выключение этого привода обеспечивается срабатыванием датчика контроля переднего положения козырька Д1.1(А). После выключения привода П1.1(А) подпрограмма по значению параметра *NAPR* анализирует направление перемещения комбайна и в зависимости от этого меняет параметр *A*. Параметр *S* всегда увеличивается на единицу при завершении выдвигания очередного козырька.

Параметры *A* и *S* подпрограммой меняются только после срабатывания датчика Д1.1(А). В противном случае выход из подпрограммы происходит при работающем приводе П1.1(А) без изменения этих параметров.

Структура Подпрограммы 1 управления передвижением секции призабойной крепи представлена на рис. 7. При каждом обращении к этой подпро-

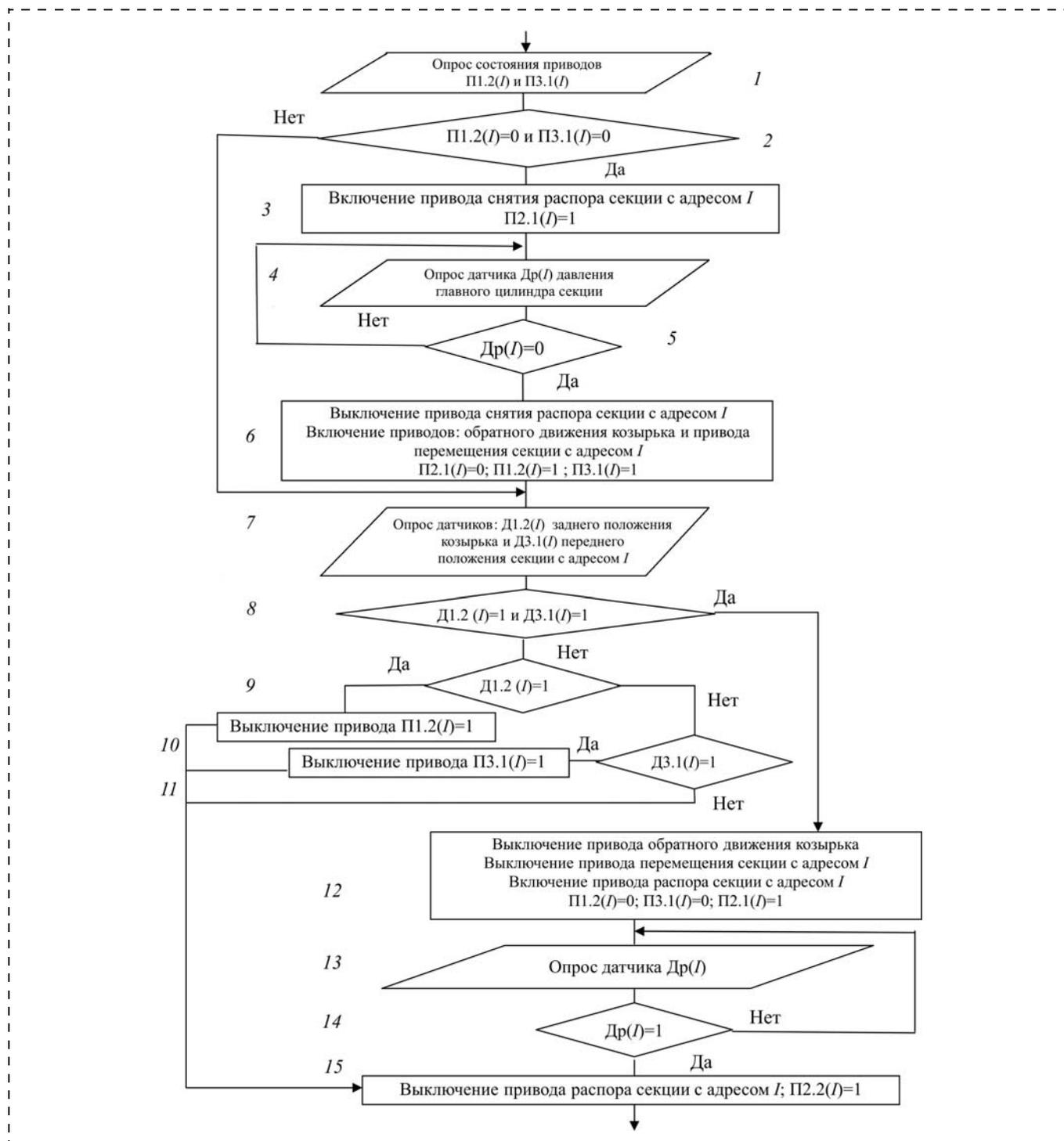


Рис. 7. Структура Подпрограммы 1 управления передвижением секции призабойной крепи

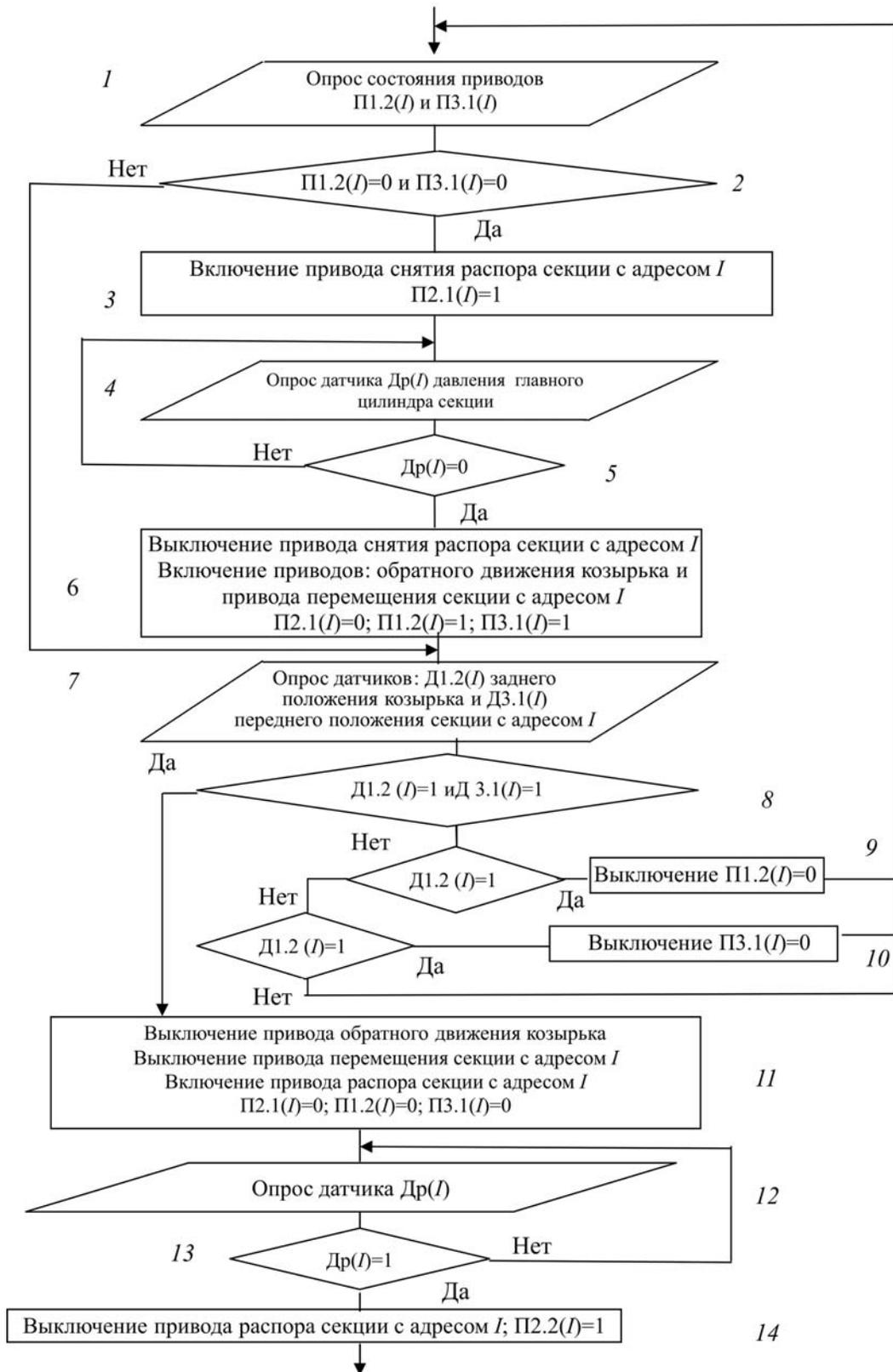


Рис. 8. Структура Подпрограммы 2 управления передвижкой конечных секций призабойной крепи

грамме опрашивается состояние привода П1.2(I) обратного движения козырька и привода П3.1(I) перемещения секции к ставу конвейера. Если оба привода отключены, то включается привод П2.1(I) снятия распора секции с адресом I , после чего в цикле датчиком Др(I) контролируется давление распора главного цилиндра секции крепи. После полного снятия этого распора отключается привод П2.1(I) и одновременно включаются приводы П1.2(I) и П3.1(I). При этом секция начинает перемещаться к конвейеру, а ее козырек движется относительно секции в обратном направлении.

При повторном обращении к подпрограмме I работа этих приводов прекращается только в том случае, если срабатывают соответствующий датчик Д1.2(I) или Д3.1(I), контролирующий завершение обратного движения козырька или приближения секции к ставу конвейера. После срабатывания одного из этих датчиков соответствующий привод выключается. Пока оба датчика не сработают, продолжается перемещение секции крепи.

При срабатывании датчиков Д1.2(I) и Д3.1(I) передвижка секции прекращается и включается привод распора секции с последующим циклическим контролем заданной величины этого распора. При выходе из этого цикла привод распора выключается и подпрограмма завершает свою работу.

Структура Подпрограммы 2 управления передвижкой конечных секций призабойной крепи представлена на рис. 8. Эта подпрограмма отличается от предыдущей только тем, что в процессе анализа состояния датчиков Д1.2(I) и Д3.1(I), контролирую-

щих завершение обратного движения козырька и приближения секции к ставу конвейера, происходит циклический возврат к началу этой подпрограммы. Это объясняется тем, что на конечном участке передвижки крепи все козырьки уже выдвинуты, поэтому нет необходимости обращаться к соответствующим подпрограммам общего алгоритма.

Перемещение секции крепи продолжается до тех пор, пока не сработают оба датчика. Срабатывание одного из этих датчиков вызывает остановку соответствующего привода. Когда же оба привода остановятся, подпрограмма включает привод распора и контролирует этот распор. При достижении заданного значения распора его привод выключается и подпрограмма завершает свою работу.

Рассмотренный алгоритм автоматического последовательного перемещения призабойной крепи является только частью более общего и сложного алгоритма управления всем циклом работы призабойной крепи, для полной реализации которого необходима детализация хотя бы тех подпрограмм, которые только обозначены в настоящей статье. Эти алгоритмы предполагается рассмотреть отдельно.

Список литературы

1. **Иванов А. А.** и др. Автоматизация процессов подземных горных работ. Киев; Донецк: Вища школа, 1987. 326 с.
2. **Мелькумов Л. Г.** и др. Системы и устройства автоматизации для горных предприятий на основе микроэлектроники и микропроцессорной техники. М.: Недра, 1992. 362 с.

R. A. Sagin, Professor, e-mail: eagp@mail.ru,
Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia

An Algorithm for Control of the Serial Shifting Sections Bottom-Hole Mounted

In article questions of the main requirements to systems of automation mobile bottom-hole mounted are considered fix, on the basis of which the algorithm this mobile was defined fix. Including the subroutine entering into this algorithm.

Keywords: automation system, algorithm, program, bottom-hole mounted, conveyor

References

1. **Ivanov A. A.** i dr. *Avtomatizacija processov podzemnyh gornyh robot.* Kiev; Doneck: Vishha shkola, 1987. 326 p.

2. **Mel'kumov L. G.** i dr. *Sistemy i ustrojstva avtomatiki dlja gornyh predpriyatij na osnove mikrojelektroniki i mikroprocessornoj tehniki.* M.: Nedra, 1992. 362 p.

УДК 622.258

Г. Д. Трифанов, д-р техн. наук, доц., зав. каф., А. Ю. Микрюков, асп., ПНИПУ, г. Пермь

E-mail: Alexey_mic@mail.ru

Испытание системы контроля плавности движения подъемного сосуда в шахтном стволе

Приведено описание системы непрерывного контроля движения подъемного сосуда в шахтном стволе. Показаны результаты испытания системы в промышленных условиях, диаграммы ускорения скипа в лобовой и боковой плоскостях. Выполнен анализ ударных воздействий в системе "подъемный сосуд — жесткая армировка".

Ключевые слова: непрерывный контроль, вертикальный шахтный ствол, шахтная подъемная установка, подъемный сосуд, жесткая армировка, направляющие проводники, динамические нагрузки, регистрация параметров, защита

Введение

Движение подъемных сосудов по жестким направляющим проводникам сопровождается колебательными процессами в системе "подъемный сосуд — жесткая армировка" и динамическими нагрузками, возникающими вследствие ударов скипа о проводники в лобовых и боковых плоскостях. В практике эксплуатации шахтных стволов достаточно примеров, когда в течение суток между двумя осмотрами параметры проводников изменялись критически, обуславливая аварийные останки подъема, связанные с обрывом шахтных проводников [1].

Необходимость увеличения пропускной способности шахтных стволов на калийных рудниках с учетом повышенных требований безопасности работы подъемной установки предполагает осуществление постоянного контроля параметров подъемной установки.

Оценка эксплуатации подъемных сосудов в стволах калийных рудников и состояния жестких направляющих проводников показала, что по ряду причин зазоры между проводником и предохранительным башмаком не выдерживаются, что ведет к усилению динамических процессов в армировке, так как появляется возможность увеличения амплитуды горизонтальных колебаний подъемных сосудов. Одной из основных причин увеличения динамических нагрузок является неисправность в работе роликоопор подъемных сосудов. Износ поверхности ролика, частые поломки роликового

амортизатора и подшипников ролика приводят к тому, что подъемный сосуд контактирует с проводником не только через роликоопоры, но и через жесткие башмаки, в результате чего предохранительные башмаки быстро изнашиваются. В этом случае даже при соблюдении нормативных зазоров между контактными поверхностями предохранительных башмаков и проводников [2] при движении скипа возникают значительные колебания в горизонтальной плоскости. Эти колебания и удары башмаков о проводники приводят к постепенному ухудшению состояния армировки.

Для получения информации о фактических параметрах технического состояния оборудования шахтной подъемной установки проводят ежедневные осмотры, периодический маркшейдерский и инструментальный контроль состояния армировки ствола.

Осмотр армировки и крепи ствола выполняется на верхней площадке подъемного сосуда на скорости 0,3 м/с. Визуальным осмотром можно выявить лишь грубые видимые изменения в состоянии армировки шахтного ствола: большие остаточные деформации, увеличение зазоров, нарушение связей элементов.

Инструментальная проверка износа проводников в шахтном стволе выполняется на каждом ярусе армировки через один год, а в стволах, где срок службы металлических проводников составляет менее пяти лет, — через шесть месяцев. Контролируемыми параметрами являются ширина колеи направляющих проводников; износ про-

водников; величина уступов на стыках проводников; износ контактных поверхностей; эксплуатационные зазоры между максимально выступающими частями подъемных сосудов, крепью и расстрелами в вертикальных стволах.

Маркшейдерский контроль проводят в целях проверки соответствия армировки шахтного ствола требованиям соотношений геометрических параметров подъема. При профильной съемке ствола определяют состояние направляющих проводников в стволе; относительное отклонение проводников в лобовой и боковых плоскостях и от вертикали; расстояние между проводниками; ширину колеи. Данный метод требует большого количества времени.

Контроль указанными методами проводится на неработающем подъеме и причины динамических явлений в системе "подъемный сосуд — жесткая армировка" ими выявить практически невозможно. Кроме того, выравнивание проводников по данным маркшейдерской съемки не всегда снижает динамические нагрузки. Для предотвращения аварийной ситуации на шахтном стволе необходимо обладать как можно большим объемом информации о состоянии армировки. Для этого необходимо контролировать динамику взаимодействия груженных сосудов с армировкой во время их движения на рабочих скоростях при подъеме и спуске.

Описание системы непрерывного контроля

Для предотвращения аварийной ситуации на шахтном стволе необходимо использовать непрерывную систему контроля динамики движения подъемного сосуда. На основе опыта эксплуатации регистраторов параметров подъемной установки [3], а также применения систем контроля оборудования шахтной подъемной установки [4] разработана система непрерывного контроля динамики движения подъемного сосуда.

Испытание системы непрерывного контроля проводилась сотрудниками кафедры "Горная электромеханика" Пермского национального исследовательского политехнического университета совместно со специалистами ООО РКЦ (г. Пермь).

Основная задача системы контроля: ведение постоянного мониторинга; автоматическая обработка результатов; передача информации на компьютер; информирование персонала об отклонениях в работе подъемных установок. Блок-схема системы непрерывного контроля приведена на рис. 1. Она включает датчик ускорения трехосевого

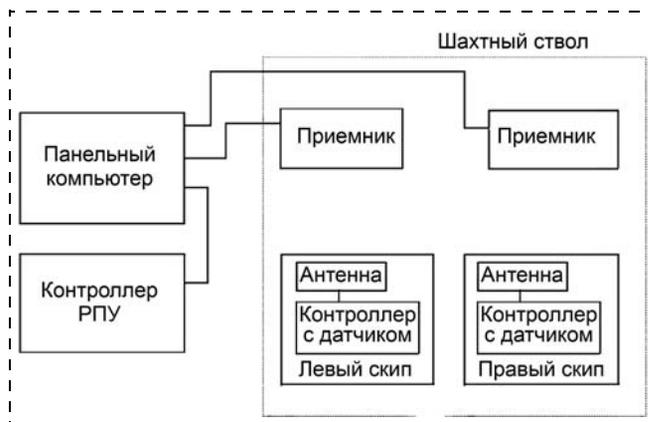


Рис. 1. Блок-схема системы непрерывного контроля: РПУ — регистратор параметров установки

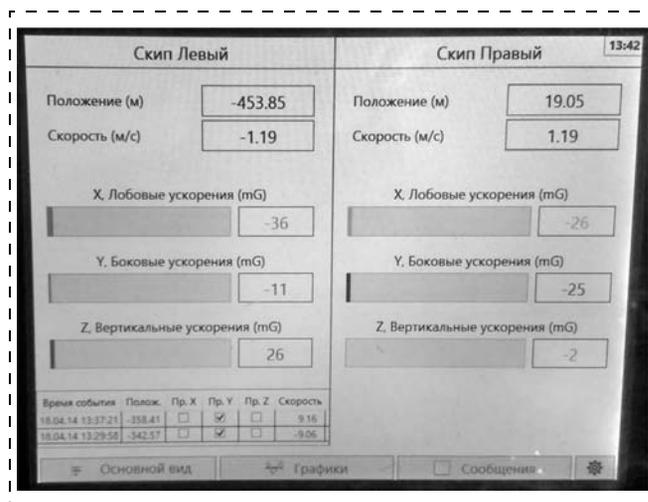


Рис. 2. Монитор компьютера системы непрерывного контроля

направления, установленный на скипе. Информация с датчиков передается на приемник, установленный на копре, и далее поступает на панельный компьютер. На компьютере информация с датчиков обрабатывается, архивируется и визуализируется. Внешний вид компьютера в здании подъемных машин представлен на рис. 2.

Результаты обработки данных

При работе подъемной установки, оборудованной системой непрерывного контроля, формируется массив данных, которые необходимо обработать до получения первичной информации, так как большое число динамических взаимодействий скипа с проводниками носит случайный характер. Закономерности, связанные с состоянием проводников и армировки и возникновением случайных

динамических взаимодействий, выявить достаточно сложно. В первую очередь необходимо обратить внимание на постоянно возникающие динамические проявления в системе "подъемный сосуд — жесткая армировка". Соответствующие им участки в стволе выявляются системой непрерывного контроля по усреднению данных нескольких циклов испытаний. Тем не менее даже усредненные данные, полученные в двух различных режимах движения скипа — подъем груженого или спуск порожнего, имеют значительные отличия как по амплитудам боковых и лобовых ускорений на отдельных отметках в стволе, так и по самому распределению характерных участков в стволе, с регулярными динамическими проявлениями.

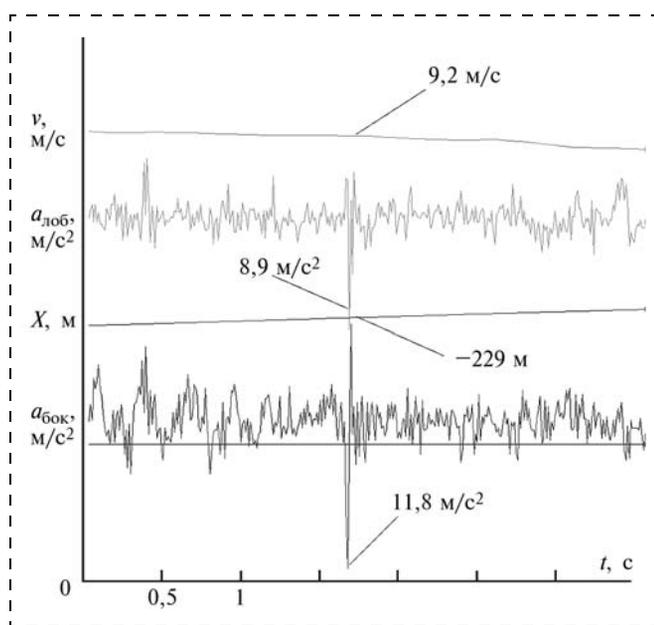


Рис. 3. Графики сигналов основных параметров ШПУ и ускорения скипа в лобовой и боковой плоскостях. Цикл подъема груженого скипа

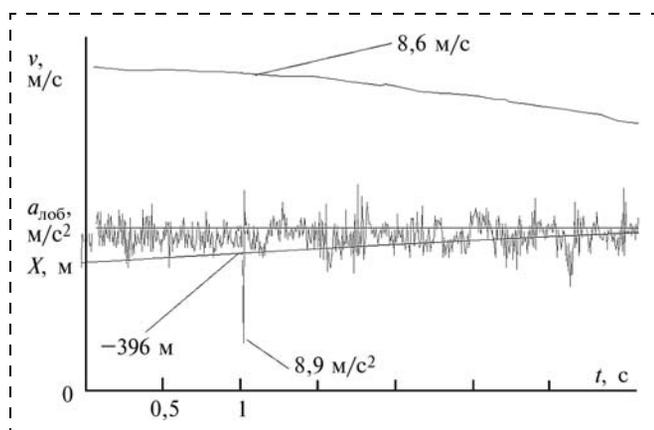


Рис. 4. Графики сигналов основных параметров ШПУ и ускорения скипа в лобовой плоскости. Цикл подъема груженого скипа

Результаты измерений ускорения скипа в трех направлениях: вертикальном, лобовом и боковом в горизонтальной плоскости, привязаны к положению скипа в шахтном стволе. Системой выявлены зоны проявления максимальных ускорений в лобовом и боковом направлениях (рис. 3). В полученной диаграмме четко видны несколько пиков ускорения подъемного сосуда на участке с отметкой —229 м. Данный участок по показателям ускорений был зафиксирован неоднократно на всех циклах подъема.

Среди выделенных в результате анализа записей был рассмотрен участок с наибольшей амплитудой ускорения скипа в лобовой плоскости. Фрагмент данных представлен на рис. 4. Рис. 4 имеет другой характер. На нем не показаны ускорения в боковой плоскости как незначительные. Выделяется участок с максимальной амплитудой ускорения подъемного сосуда на отметке —396 м. На данном участке сужение колеи между проводниками на 10 мм привело к появлению удара предохранительного башмака о шахтный проводник. Наибольшее значение амплитуды ускорения вызвано отклонением проводников от вертикальной оси, а поскольку такие отклонения присутствуют почти всегда, то постоянно существуют условия для проявления в армировке горизонтальных динамических нагрузок.

Результаты осмотра участков шахтного ствола с динамическими проявлениями

По данным, полученным с системы контроля, был проведен детальный осмотр шахтного ствола. Его исследование и оценка наиболее эффективны на основе анализа данных, полученных в промышленных условиях.

В период осмотра ствола основной задачей являлось определение реального технического состояния и уровня аварийной опасности, выявление и локализация аварийно опасных и потенциально опасных участков ствола. По данным системы контроля проведен осмотр участков с аномально большими горизонтальными амплитудами колебания подъемного сосуда, повторяющимися из цикла в цикл.

В одном случае (участок —229 м) на проводниках были заметны закаменелые наросты соли (рис. 5), влияющие на движение подъемного сосуда, вызывая его интенсивную раскачку (см. также рис. 3).

При осмотре ствола на участке —396 м было видно отчетливо пятно контакта предохранитель-

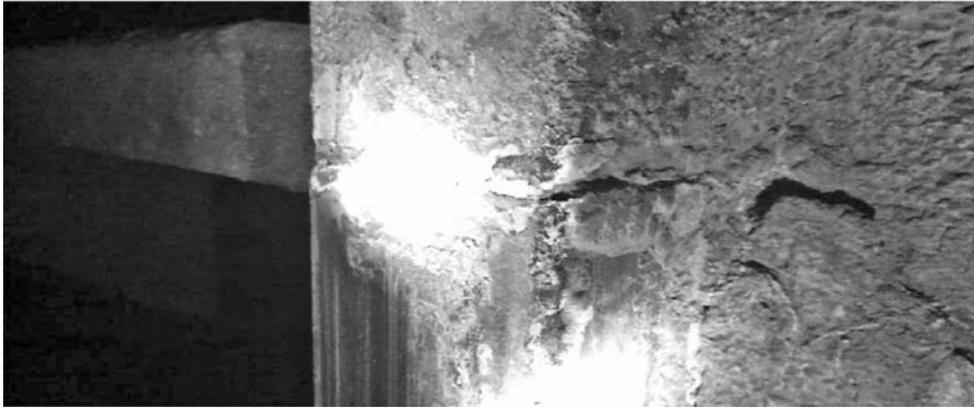


Рис. 5. Стык двух проводников

ного башмака о шахтный проводник в лобовой плоскости (рис. 6, см. также рис. 4).

По результатам обследования ствола и расшифровки диаграмм следует, что аппаратура системы непрерывного контроля четко реагирует на изменения в стволе.



Рис. 6. Пятно контакта предохранительного башмака с проводником

Анализ влияния параметров армировки на плавность движения подъемных сосудов

Для оценки природы возникновения ускорений подъемного сосуда была определена частота собственных колебаний направляющего проводника в возможных направлениях действия динамических нагрузок. Продолжительность колебания (прогиба проводника) — в пределах от 0,1 до 0,5 с.

Для проводника частота собственных колебаний определяется из выражений:

в боковом направлении:

$$\omega_1 = \frac{1}{2\pi} \frac{\alpha_{1H}^2}{L^2} \sqrt{\frac{EI}{m}},$$

в лобовом направлении:

$$\omega_2 = \frac{\pi}{2L^2} \sqrt{\frac{EI}{m}};$$

где α_{1H}^2 — коэффициент влияния колебаний направляющего проводника: при $n = 4$ расстрела определяется из уравнения $\alpha_{1H}^2/2\pi = 1,57$; L — длина пролета балки, м; E — модуль упругости проводника, МПа; I — момент инерции проводника, m^4 ; EI — жесткость направляющего проводника; m — масса 1 м балки, кг/м [5, 6].

Из сравнения частот собственных колебаний направляющего проводника с диапазоном изменения его частот, возникающих под действием динамических нагрузок, которые находятся в пределах $(2,5...10) \text{ с}^{-1}$, можно сказать, что даже минималь-

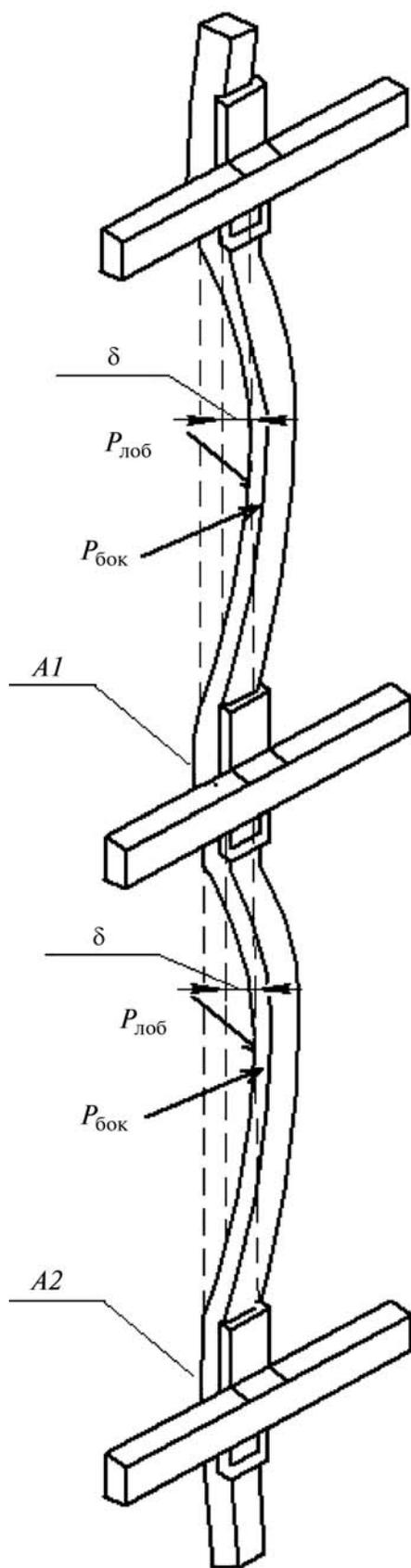


Рис. 7. Схема воздействия нагрузок на проводник

ная частота собственных колебаний проводника, рассчитанная по представленным формулам, равна $(45...50) \text{ с}^{-1}$, что превышает более чем в 4 раза максимальную частоту его колебаний. Следовательно, величина и продолжительность колебания направляющих проводников определяются кинетической энергией и частотой колебания подъемного сосуда.

Вследствие различия частот собственных колебаний проводника и подъемного сосуда сип всегда будет испытывать упругий отпор направляющего проводника. Такое расхождение частот собственных колебаний направляющего проводника и подъемного сосуда, например на участке -396 м (см. рис. 4), характеризует отсутствие резонанса и устойчивости системы "подъемный сосуд — жесткая армировка". Однако удары подъемного сосуда о направляющие шахтные проводники, повторяясь на каждом цикле, при спуске и при подъеме груженого сосуда, способствуют накоплению усталостных повреждений в проводниках и расстрелах, а также образованию трещин по сварным швам, ослаблению узлов крепления проводников, расшатыванию расстрелов в местах заделки в крепь.

Интенсивность нарастания амплитуды контактных нагрузок тем больше, чем больше число раз направляющий башмак подъемного сосуда столкнется с набегающими гранями (углами наклона проводников в пролетах) [7].

Согласно проекту, все ярусы армировки рассчитаны на то, чтобы работать в одинаковых условиях нагружения и на одном уровне противостоять нагрузкам со стороны подъемных сосудов и околоствольного массива, но в течение эксплуатации в силу воздействия агрессивной среды, динамических нагрузок, сдвижения пород, ремонтных работ образуется резко неоднородная по глубине ствола картина распределения уровней несущей способности элементов армировки — проводников и расстрелов [8].

Схема воздействия нагрузок на проводник в скиповом отделении ствола показана на рис. 7. Расстояние между направляющими проводниками относительно друг друга в процессе эксплуатации изменяется и, как правило, увеличивается. В целях выяснения пределов и характера изменения жесткости шахтных проводников в них были проведены замеры, прогиб проводника δ может составлять $10...30 \text{ мм}$, штриховой линией показан проектный профиль проводника. Изменение жесткости направляющих проводников, отклонение от вертикальной оси в боковом и лобовом направле-

ниях способствуют нарушению плавности движения подъемного сосуда, возникновению и развитию горизонтальных колебаний сосуда. В большинстве случаев нарушение плавности движения скипа происходит между расстрелами: на рис. 8 приведены данные с системы контроля на участке между 76-м и 94-м ярусами шахтного ствола.

Выявить искривленный профиль проводника на данных участках маркшейдерским контролем достаточно сложно. Профилировка выполняется только в местах пересечения расстрелов (участки *A1* и *A2* на рис. 7) и между расстрелами не контролируется. После профилировки выполняются работы по выравниванию рабочей колеи шахтных

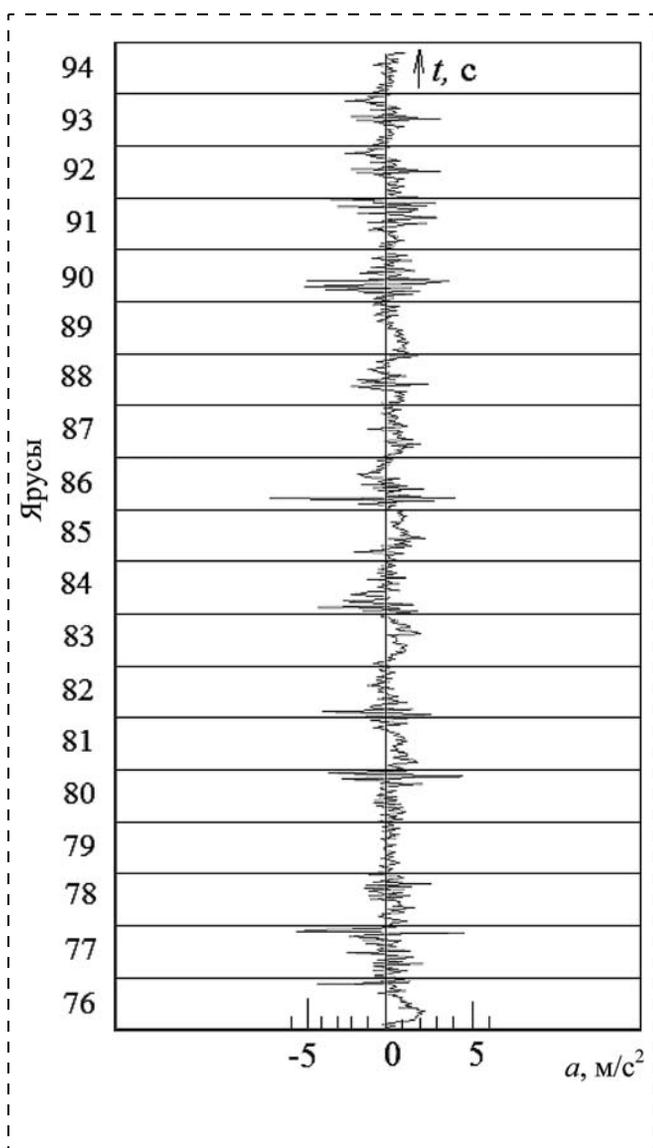


Рис. 8. Лобовые ускорения между 94-м и 76-м ярусами при подъеме груженого скипа на скорости 9,2 м/с

проводников. Смещение шахтных проводников в лобовой и боковой плоскостях достигается регулированием болтов и толщиной подкладки в местах крепления шахтного проводника к расстрелу. Полное устранение прогибов проводника между расстрелами (участками *A1* и *A2*) в виду сложности и трудоемкости работ осуществить невозможно. Добиться вертикального состояния возможно только путем замены на новый проводник. Данные работы требуют остановки подъемной установки на длительное время и в основном проводятся в период капитального или планового ремонта. Поэтому даже после тщательного обследования шахтного ствола в армировке могут существовать люфты, неплотности соединения, деформация проводников.

Именно поэтому помимо существующих методов контроля требуется оснащать подъемную установку системой непрерывного контроля. Мониторинг ударных воздействий в стволе позволит не только выявлять проблемные участки ствола, но также и предупреждать возникновение аварийных ситуаций.

Визуальный осмотр армировки в совокупности с другими методами технической диагностики позволяет сделать вывод о техническом состоянии оборудования, причинах появления дефекта или повреждения.

Заключение

В результате промышленных испытаний системы непрерывного контроля установлено:

- система четко реагирует на дефекты стыков, на любое изменение профиля проводника и обеспечивает объективный контроль и оценку состояния армировки шахтного ствола;

- результаты непрерывного контроля динамики движения подъемных сосудов отображаются в диаграммах движения в режиме реального времени, записываются в архив и могут быть рассмотрены в любое время.

Рекомендации:

- результаты непрерывного контроля должны анализироваться ежедневно специально обученными людьми;

- применение систем контроля позволяет осуществлять проверку оборудования подъемных установок и осмотров крепи, армировки вертикальных стволов с большей периодичностью.

Список литературы

1. **Трифанов Г. Д., Микрюков А. Ю.** Непрерывный динамический контроль жесткой армировки вертикальных шахтных стволов // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 11. С. 6—10.

2. **ПБ 03-553—03.** Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. М.: Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2003. 200 с.

3. **Современные системы безопасности при эксплуатации действующих шахтных подъемных установок / Г. Д. Трифанов и др. // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2011. № 1. С. 173—188.**

4. **Микрюков А. Ю.** Определение динамических воздействий подъемных сосудов на армировку вертикальных шахтных стволов // Сборник тр. X Междунар.

науч.-техн. конф. "Чтения памяти В. Р. Кубачека". 2012. С. 39—44.

5. **Ветров А. П., Дворников В. И.** Определение области резонансных режимов работ динамической системы сосуд — армировка // Горный журнал. Известия вузов. 1967. № 9.

6. **Методика** расчета жестких армировок вертикальных шахтных стволов шахт. Донецк: ВНИИГМ им. М. М. Федорова, 1985.

7. **Ильин С. Р.** Динамическая реакция подъемного сосуда на внешнее возмущение со стороны смежных звеньев шахтных подъемных установок // Горное оборудование и электромеханика. 2014. № 1. С. 29—37.

8. **Трифанов Г. Д., Ильин С. Р., Воробель С. В.** Повышение безопасности эксплуатации шахтных стволов путем динамического мониторинга системы "сосуд — армировка" портативными измерительными станциями // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 3. С. 2—9.

G. D. Trifanov, Associate Professor, Head of Chair,

A. Yu. Mikryukov, Postgraduate Student, e-mail: Alexey_mic@mail.ru,
Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia

Test Control Systems Smooth Movement Shaft Skip in Mine Shaft

The paper describes a system of continuous monitoring of movement of the lifting vessel in the mine shaft. Shows the results of testing the system in an industrial environment, and chart accelerating the skip in the frontal and lateral plane. The analysis shocks system "shaft skip — a rigid reinforcement".

Keywords: continuous controls, mine hoisting plants, mine hoist installation, shaft skip, mine shaft furniture, rigid reinforcement, dynamical force, safety devices, registration of parameters, protect

References

1. **Trifanov G. D., Mikryukov A. Ju.** Npreryvnyj dinamičeskij kontrol' zhestkoj armirovki vertikal'nyh shahtnyh stvolov. *Gornoe oborudovanie i elektromehaniika*. 2013. N. 11. P. 6—10.

2. **ПБ 03-553—03.** *Edinye pravila bezopasnosti pri razrabotke rudnyh, nerudnyh i rossypnyh mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh podzemnym sposobom*. M.: Nauchno-tehnicheskij centr po bezopasnosti v promyshlennosti Gosgortehnadzora Rossii, 2003. 200 p.

3. **Sovremennye** sistemy bezopasnosti pri jekspluatácii dejstvujushhijh shahtnyh podzemnyh ustanovok. G. D. Trifanov i dr. *Vestnik PNIPI. Geologija. Neftegazovoe i gornoe delo*. 2011. N. 1. P. 173—188.

4. **Mikryukov A. Ju.** Opredelenie dinamicheskikh vozdeystvij podzemnyh sosudov na armirovku vertikal'nyh shahtnyh

stvolov. *Sbornik tr. X Mezhdunar. nauch.-tehn. konf. "Chtenia pamjati V.R. Kubacheka"*. 2012. P. 39—44.

5. **Vetrov A. P., Dvornikov V. I.** Opredelenie oblasti rezonansnyh rezhimov rabot dinamicheskoy sistemy sosud — armirovka. *Gornyj zhurnal. Izvestija vuzov*. 1967. N. 9.

6. **Metodika** rascheta zhestkih armirovok vertikal'nyh shahtnyh stvolov shaht. Doneck: VNIIGM im. M. M. Fedorova, 1985.

7. **Il'in S. R.** Dinamicheskaja reakcija podzemnogo sosuda na vneshnee vozmushhenie so storony smezhnyh zven'ev shahtnyh podjoemnyh ustanovok. *Gornoe oborudovanie i elektromehaniika*. 2014. N. 1. P. 29—37.

8. **Trifanov G. D., Il'in S. R., Vorobel' S. V.** Povyshenie bezopasnosti jekspluatácii shahtnyh stvolov putem dinamicheskogo monitoringa sistemy "sosud—armirovka" portativnymi izmeritel'nymi stancijami. *Gornoe oborudovanie i elektromehaniika*. 2013. N. 3. P. 2—9.

УДК 622.456

А. А. Каменских, канд. техн. наук, науч. сотр., Горный институт УрО РАН,
Н. И. Алыменко, д-р техн. наук, проф., **А. В. Николаев**, канд. техн. наук, ПНИПУ, г. Пермь

E-mail: Anton.Kamenskikh@mi-perm.ru; Nik.Alymenko@yandex.ru; nikolaev0811@mail.ru

Выбор расположения осевых вентиляторов главной вентиляционной установки, обеспечивающих наименьшее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети

Описаны результаты математического моделирования и численного эксперимента воздушных потоков в устье ствола и в вентиляционных каналах главных вентиляционных установок в программном комплексе Solidworks flow simulation.

Ключевые слова: рудник, главная вентиляционная установка, ствол, вентиляционный канал, аэродинамическое сопротивление

Введение

Вентиляционный канал представляет собой выработку, соединяющую всос вентилятора с вентиляционным стволом. Через него проходит большое количество воздуха, в связи с чем в нем теряется значительная часть давления, развиваемого вентилятором. По данным обследования главных вентиляционных установок (ГВУ) и при проведении воздушно-депресссионных съемок, потери депрессии в каналах составляют до 15...20 %, а иногда и более давления вентилятора [3—5, 10]. Вопросу конструирования каналов ГВУ уделяется недостаточное внимание: в учебниках и нормативных документах приводятся о них только общие сведения [1, 6, 13, 15—17]. Очевидно, что это является одной из причин неудовлетворительного их состояния, так как они проектируются и сооружаются без учета требований аэродинамики, имеют сложную конфигурацию с большим числом поворотов, недостаточную площадь сечения. Последняя к тому же нередко бывает неоправданно уменьшена из-за того, что в каналах возводятся различного рода полки, делается отшивка и т. п.

В общем случае вентиляционный канал ГВУ должен удовлетворять следующим требованиям [12, 14]:

поперечные размеры его должны быть достаточно велики, чтобы уменьшить общее сопротивление канала;

площадь поперечного сечения канала должна быть оптимальной и соответствовать минимуму

суммарных затрат на электроэнергию и сооружение каналов. Чем больше площадь поперечного сечения канала, тем меньшим аэродинамическим сопротивлением он будет обладать и тем меньше будут затраты на вентиляцию, связанные с расходом электроэнергии на преодоление этого сопротивления. Вместе с тем с увеличением площади сечения канала возрастают затраты на его сооружение;

площадь поперечного сечения канала, как правило, должна быть одинаковой по всей его длине; длина канала должна быть по возможности минимальной;

скорость воздуха в канале должна быть не более 15 м/с;

вентилятор, если только планировка поверхности это допускает, должен быть расположен ближе к устью вентиляционного ствола;

сопряжение канала со стволами должно быть выполнено в виде наклонного ходка или поворота с внутренней скошенной кромкой;

для обеспечения герметичности, наилучших аэродинамических показателей и безопасности все каналы вентиляторов должны быть закреплены бетоном;

угол поворота из ствола в канал δ должен находиться в пределах 40...70°, так как его величина оказывает на суммарные затраты по каналу такое же влияние, как и площади поперечных сечений. Минимум суммарных затрат на канал всегда должен соответствовать условию $\delta = 40...70^\circ$. Это объясняется тем, что при уменьшении δ от 90 до 60...70°

длина канала увеличивается незначительно, а местное сопротивление существенно снижается. При дальнейшем уменьшении угла δ наоборот длина канала возрастает, а местное сопротивление снижается незначительно.

Основными факторами, определяющими конфигурацию канала, являются:

- тип вентилятора;
- угол поворота из ствола;
- способ реверсирования.

Конфигурация каналов, примыкающих к стволам, может зависеть от компоновки технологического комплекса на промплощадке.

В работе рассмотрены варианты расположения вентиляторов ГВУ и определен вариант с наименьшим аэродинамическим сопротивлением вентиляционной сети [11].

Результаты расчета аэродинамического сопротивления вентиляционной сети рудника с учетом конфигурации вентиляционных каналов ГВУ

В качестве основных исходных данных для выполнения первого этапа работы: определение рабочей точки ГВУ и размеров вентиляционных каналов, явились работы [8, 9], выполненные в ОАО "Галургия".

С учетом геометрических особенностей вентиляционных каналов ГВУ были рассмотрены два варианта расположения вентиляторов ГВУ: при параллельном расположении вентиляторов и при расположении под углом друг к другу. Для детальной проработки выполнены трехмерное моделирование и численный эксперимент (рис. 1 и 2, см. 2-ю стр. обложки) [2, 7]. Трехмерная модель разработана с учетом внешних утечек, необходимого для проветривания количества воздуха и параметров вентиляционной сети рудника.

Исходные параметры вентиляционной сети рудника

В рудник $Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	516,58
Поверхностные утечки $Q_{ут}, \text{ м}^3/\text{с}$	129,15
Производительность ГВУ $Q_B, \text{ м}^3/\text{с}$	645,73
Скорость, м/с:	
в стволе v_c	11,01
в канале v_k	13,14
Давление ГВУ $H_B, \text{ Па}$	5428,41
Аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети $R_B, \text{ Н} \cdot \text{ с}^2/\text{м}^8$	0,0130188

В результате моделирования потоков в нормальном режиме проветривания, при расположении вентиляторов параллельно друг к другу, видно, что в месте сопряжения вентиляционного канала со стволом образуются завихрения, которые являются местными сопротивлениями движению воздуха при входе потока из ствола в вентиляционный канал. Видно скоростное движение воздушного потока по вентиляционным каналам до выхлопа в атмосферу через диффузор (см. рис. 1 на 2-й стр. обложки).

Результаты режима работы ГВУ при параллельном расположении вентиляторов

В рудник $Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	516,23
Поверхностные утечки $Q_{ут}, \text{ м}^3/\text{с}$	130,45
Производительность ГВУ $Q_B, \text{ м}^3/\text{с}$	646,68
Скорость, м/с:	
в стволе v_c	11,84
в канале v_k	13,16
Давление ГВУ $H_B, \text{ Па}$	5428,41
Аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети $R_B, \text{ Н} \cdot \text{ с}^2/\text{м}^8$	0,0129806

Промоделировав воздушные потоки в нормальном режиме проветривания, при расположении вентиляторов под углом друг к другу, видно, что в месте сопряжения вентиляционного канала со стволом образуются завихрения как и при параллельном расположении вентиляторов, которые являются местными сопротивлениями движению воздуха. Видно скоростное движение потока воздуха по вентиляционным каналам до выхлопа в атмосферу через диффузор (см. рис. 2 на 2-й стр. обложки).

Результаты режима работы ГВУ при расположении вентиляторов под углом

В рудник $Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	514,99
Поверхностные утечки $Q_{ут}, \text{ м}^3/\text{с}$	129,61
Производительность ГВУ $Q_B, \text{ м}^3/\text{с}$	644,60
Скорость, м/с:	
в стволе v_c	10,98
в канале v_k	13,12
Давление ГВУ $H_B, \text{ Па}$	5428,41
Аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети $R_B, \text{ Н} \cdot \text{ с}^2/\text{м}^8$	0,0130645

Анализ приведенных результатов моделирования позволил сделать вывод о том, что при параллельном расположении вентиляторов ситуация лучше,

чем при расположении вентиляторов под углом друг к другу. Кроме того, при параллельном расположении вентиляторов ГВУ будет более компактной, что позволит сократить строительные работы. Скорость движения воздуха по стволу и вентиляционному каналу не превышает значений, предусмотренных Правилами безопасности [12].

Заключение

На основании проведенного анализа результатов моделирования расчетного режима проветривания можно сформулировать следующее:

сравнение вариантов расположения вентиляторов ГВУ параллельно друг другу и под углом позволило сделать выбор в пользу параллельного расположения вентиляторов как по аэродинамическим параметрам, так и по возможности иметь более компактную ГВУ и сократить строительные работы;

расположение вентиляторов ГВУ должно быть максимально возможно приближено к стволу, что обуславливает минимальную длину вентиляционного канала.

Список литературы

1. **Бабак Г. А., Левин Е. М., Пак В. В.** Элементы шахтных вентиляторных установок главного проветривания. М.: Недра, 1972. 264 с.
2. **Каменских А. А.** Эффективность проветривания рудников // Стратегия и процессы освоения георесурсов: материалы науч. конф. Пермь: ГИ УрО РАН, 2008. С. 224—226.
3. **Клебанов Ф. С.** и др. Воздух в шахте. М.: Недра, 1995. 600 с.
4. **Медведев И. И.** Проветривание калийных рудников. М.: Недра, 1970. 207 с.
5. **Медведев И. И., Красноштейн А. Е.** Аэрология калийных рудников. Свердловск: УрО АН СССР, 1990. 251 с.
6. **Мясников А. А., Миллер Ю. А., Комаров Н. Е.** Вентиляционные сооружения в угольных шахтах. М.: Недра, 1983. 270 с.
7. **Николаев А. В., Алыменко Н. И., Садыков Р. И.** Расчет величины поверхностных утечек воздуха на калийных рудниках // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2012. № 5. С. 115—121.

8. **ОАО "Уралкалий"**. Верхнекамское месторождение калийно-магниевых солей. Усть-Яйвинский рудник. Подземный горный комплекс. Проектная документация. Разд. 5. Сведения об инженерном оборудовании, о сетях инженерно-технического обеспечения, перечень инженерно-технических мероприятий, содержание технологических решений. Подразд. 7. Технологические решения. Горно-механическая часть. Ч. 2. Горно-механическая часть. Кн. 1. Текстовая часть. (Т. 5.7.2.1).

9. **ОАО "Уралкалий"**. Верхнекамское месторождение калийно-магниевых солей. Усть-Яйвинский рудник. Общие решения по руднику. Поверхностный комплекс. Подземный горный комплекс. Проектная документация. Разд. 5. Сведения об инженерном оборудовании, о сетях инженерно-технического обеспечения, перечень инженерно-технических мероприятий, содержание технологических решений. Подразд. 7. Технологические решения. Ч. 1. Горно-технологические объекты. Кн. 1. Текстовая часть. (Т. 5.7.1.1).

10. **Отчет о НИР.** Исследование характера местных утечек воздуха при работе главных вентиляторов калийных рудников / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, А. А. Норин и др. Пермь: ГИ УрО РАН, 1990. 171 с.

11. **Отчет о НИР.** Разработка исходных данных по системе проветривания подземного комплекса Усть-Яйвинского рудника с определением параметров и конфигурации каналов ГВУ. Этап 1. Определение рабочей точки ГВУ и определение размеров вентиляционных каналов / Н. И. Алыменко, А. А. Каменских, А. И. Петров и др. Пермь: ГИ УрО РАН, 2012. 62 с.

12. **ПБ 03-553—03.** Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. М.: Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2003. 200 с.

13. **Рудничная вентиляция: Справочник** / Н. Ф. Граценков, А. Э. Петросян, М. А. Фролов и др. Под ред. К. З. Ушакова. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1988. 440 с.

14. **Руководство по типовым каналам вентиляторов для шахт Кузбасса.** Кемерово: ВостНИИ, 1964.

15. **Справочник по гидравлическим сопротивлениям** / И. Е. Идельчик и др. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1975. 559 с.

16. **Andrew O. E.** Ventilation of lake shore mines // Mining in Canada / Northern Mines Hress LTD, 1957. 38 p.

17. **Morris I. N., Walker G.** Changes in the approach to ventilation recent years // The Mining Eng. 1982. Vol. 141. N. 244. P. 401—413.

The Choice of a Location of Axial Fans Main Fan Installation for Provides the Lowest Aerodynamic Resistance of Ventilation Network

This publication describes the results of mathematical simulation and numerical experiment of air stream in mouth of the shaft and in the ventilation duct of the main fan installation in the software package Solidworks flow simulation.

Keywords: mine, the main fan installation, shaft, ventilation duct, aerodynamic resistance

References

1. **Babak G. A., Levin E. M., Pak V. V.** *Jelementy shahtnyh ventiljatornyh ustanovok glavnogo provetrivanija*. M.: Nedra, 1972. 264 p.
2. **Kamenskikh A. A.** *Jeffektivnost' provetrivanija rudnikov. Strategija i processy osvoenija georesursov: materialy nauch. konf.* Perm': GI UrO RAN, 2008. P. 224—226.
3. **Klebanov F. S.** i dr. *Vozduh v shahte*. M.: Nedra, 1995. 600 p.
4. **Medvedev I. I.** *Provetrivanie kalijnyh rudnikov*. M.: Nedra, 1970. 207 p.
5. **Medvedev I. I., Krasnoshtejn A. E.** *Ajerologija kalijnyh rudnikov*. Sverdlovsk: UrO AN SSSR, 1990. 251 p.
6. **Mjasnikov A. A., Miller Ju. A., Komarov N. E.** *Ventiljacionnye sooruzhenija v ugol'nyh shahtah*. M.: Nedra, 1983. 270 p.
7. **Nikolaev A. V., Alymenko N. I., Sadykov R. I.** Raschet velichiny poverhnostnyh utechek vozduha na kalijnyh rudnikah. *Vestnik PNIPU, Geologija. Neftegazovoe i gornoe delo*. 2012. N. 5. P. 115—121.
8. **ОАО "Uralkalij"**. Verhnekamskoe mestorozhdenie kalijno-magnievnyh solej. Ust'-Jajvinskij rudnik. Podzemnyj gornyj kompleks. Proektnaja dokumentacija. Razd. 5. Svedenija ob inzhenernom oborudovanii, o setjah inzhenerno-tehnicheskogo obespechenija, perechen' inzhenerno-tehnicheskikh meroprijatij, sodержanie tehnologicheskikh reshenij. Podrazd. 7. Tehnologicheskie reshenija. Gorno-mehaničeskaja chast'. Ch. 2. Gorno-mehaničeskaja chast'. Kn. 1. Tekstovaja chast'. (T. 5.7.2.1).
9. **ОАО "Uralkalij"**. Verhnekamskoe mestorozhdenie kalijno-magnievnyh solej. Ust'-Jajvinskij rudnik. Obshhie reshenija po rudniku. Poverhnostnyj kompleks. Podzemnyj gornyj kompleks. Proektnaja dokumentacija. Razd. 5. Svedenija ob inzhenernom oborudovanii, o setjah inzhenerno-tehnicheskogo obespechenija, perechen' inzhenerno-tehnicheskikh meroprijatij, sodержanie tehnologicheskikh reshenij. Podrazd. 7. Tehnologicheskie reshenija. Chast' 1. Gorno-tehnologicheskie ob'ekty. Kn. 1. Tekstovaja chast'. (T. 5.7.1.1).
10. **Otchet o NIR**. Issledovanie haraktera mestnyh utechek vozduha pri rabote glavnyh ventiljatorov kalijnyh rudnikov. N. I. Alymenko, V. V. Minin, A. A. Norin i dr. Perm': GI UrO RAN, 1990. 171 p.
11. **Otchet o NIR**. Razrabotka ishodnyh dannyh po sisteme provetrivanija podzemnogo kompleksa Ust'-Jajvinskogo rudnika s opredeleniem parametrov i konfiguracii kanalov GVU. Jetap 1. Opredelenie rabochej tochki GVU i opredelenie razmerov ventiljacionnyh kanalov. N. I. Alymenko, A. A. Kamenskikh, A. I. Petrov i dr. Perm': GI UrO RAN, 2012. 62 p.
12. **PB 03-553—03**. *Edinye pravila bezopasnosti pri razrabotke rudnyh, nerudnyh i rossypnyh mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh podzemnym sposobom*. M.: Nauchno-tehnicheskij centr po bezopasnosti v promyshlennosti Gosgortehnadzora Rossii, 2003. 200 p.
13. *Rudnichnaja ventiljacija: Spravochnik*. N. F. Gracenkov, A. Je. Petrosjan, M. A. Frolov i dr. Pod red. K. Z. Ushakova. 2-e izd., pererab. i dop. M.: Nedra, 1988. 440 p.
14. *Rukovodstvo po tipovym kanalam ventiljatorov dlja shaht Kuzbassa*. Kemerovo: VostNII, 1964.
15. *Spravochnik po gidravličeskim soprotivlenijam*. I. E. Idel'chik i dr. 2-e izd., pererab i dop. M.: Mashinostroenie, 1975. 559 p.
16. **Andrew O. E.** *Ventilation of lake shore mines. Mining in Canada*. Northern Mines Hress LTD, 1957. 38 p.
17. **Morris I. N., Walker G.** *Changes in the approach to ventilation recent years*. The Mining Eng. 1982. Vol. 141. N. 244. P. 401—413.

Корректировка системы вентиляции центральной части рудника Дехканабадского завода калийных удобрений в связи с окончанием эксплуатационных работ в опытной панели

Представлены результаты воздушной съемки, проведенной на руднике Дехканабадского завода калийных удобрений (Республика Узбекистан). На основании результатов съемки сформирована более эффективная схема проветривания выемочных участков рудника.

Ключевые слова: рудник, вентиляция, воздушная съемка, вентиляционная сеть, аэродинамическое сопротивление, схема вентиляции, вентиляторная установка, утечки воздуха, перемычка

В январе 2014 г. специалистами ООО "ЗУМК-Инжиниринг" при участии инженерно-технических работников рудника и сотрудников ВГСВ "Дехканабад" была проведена воздушная съемка рудника Дехканабадского завода калийных удобрений (ДЗКУ). Результатами этой съемки должно было стать выполнение следующих целей: 1) определение текущего состояния вентиляционной сети и режима работы вентиляционной системы рудника, выявление недостатков; 2) разработка перечня мероприятий по корректировке системы вентиляции центральной части рудника ДЗКУ в связи с окончанием эксплуатационных работ в опытной панели.

По проекту на руднике приняты камерная система разработки с комбайновой технологией выемки сильвинитового пласта и панельная схема подготовки шахтного поля. На добычных работах в руднике предусмотрено применение комбайновых комплексов Урал-20Р и Урал-10А. Отработка запасов в руднике предусмотрена прямым порядком: от центра шахтного поля к его юго-западной и северо-восточной границам.

В соответствии с этим на руднике используется центральная схема проветривания (рис. 1). Местоорождение калийных солей вскрыто двумя наклонными стволами, один из которых — транспортный (ствол № 1) и служит для подачи свежего воздуха, другой — конвейерно-вентиляционный (ствол № 2) и служит для выдачи из шахты исходящей струи воздуха. Кроме того, пройдена часть ствола № 3, который в дальнейшем будет использоваться в качестве конвейерно-вентиляционного.

Способ проветривания — всасывающий, с помощью подземной главной вентиляторной установки (ПГВУ), расположенной в области околоствольного двора, состоящей из двух вентиляторов ВОР-20, один из которых функционирует, а второй находится в резерве.

Воздушная съемка проводилась в несколько этапов, что позволило путем проведения повторных замеров выполнить расчеты по определению средних значений искомых величин.

По результатам расчета в соответствии с Технологическим регламентом [3] для проветривания рабочих зон рудника требуется $2704,2 \text{ м}^3/\text{мин}$ ($45,1 \text{ м}^3/\text{с}$) свежего воздуха. Производительность ПГВУ при величине утечек в районе ПГВУ 5 % должна составлять $2839,4 \text{ м}^3/\text{мин}$ ($47,3 \text{ м}^3/\text{с}$).

Во время проведения воздушной съемки вентилятор ВОР-20 ПГВУ функционировал в режиме, характеризующемся частотой вращения рабочего колеса вентилятора 600 мин^{-1} и углом установки лопаток 35° . Средняя производительность вентилятора составляла $4100 \text{ м}^3/\text{мин}$ или $68,3 \text{ м}^3/\text{с}$. Развиваемое главной вентиляторной установкой давление — 565 Па.

По результатам воздушной съемки аэродинамическое сопротивление рудника с учетом естественной тяги составляет $0,121117 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$. Расчетное аэродинамическое сопротивление рудника при отсутствии естественной тяги равно $0,135051 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

В рудник с поверхности поступает $3950 \text{ м}^3/\text{мин}$ ($65,8 \text{ м}^3/\text{с}$) свежего воздуха, что в 1,46 раза превышает расчетное требуемое количество воздуха. Данный факт обусловлен повышенной производительностью ПГВУ.

Утечки воздуха в стволах составляют приблизительно 1,2 % от количества воздуха, поступающего к сопряжению ствола № 1 и главного транспортного уклона. Наличие утечек вызвано присутствием вентиляционных скважин, соединяющих стволы № 3 и № 2, ранее предназначавшихся для проветривания подготовительного забоя ствола № 3. Также крайне незначительная часть воздуха способна просочиться через изолирующие перемычки, расположенные в сбойках между стволами № 1 и № 2.

Утечки воздуха в главных горных выработках представлены потерями воздуха, проходящего через вентиляционные сооружения главных транспортных уклонов. Такими сооружениями являются бетонная изолирующая перемычка, расположенная на главном транспортном уклоне № 1, и шлюзовые перемычки, возведенные в главном транспортном

уклоне № 2. Утечки воздуха в главных выработках представлены воздухом, проходящим через шлюзовые перемычки. Шлюзовые перемычки — две перемычки типа парус, выполненные из камня с смонтированными в них деревянными рамами, и закрепленными на верхних отрезках конвейерной ленты. В нижней части проема каждой перемычки организован насыпной порог из породной мелочи, обеспечивающий более плотный контакт отрезков лент с почвой выработки. Ленты закреплены с некоторым наложением друг на друга, что обеспечивает большее аэродинамическое сопротивление всей конструкции. На момент проведения воздушной съемки утечки воздуха в главных горных выработках составляли около $500 \text{ м}^3/\text{мин}$, что соответствует 15 % от количества воздуха, поступающего в выемочный штрек опытной панели.

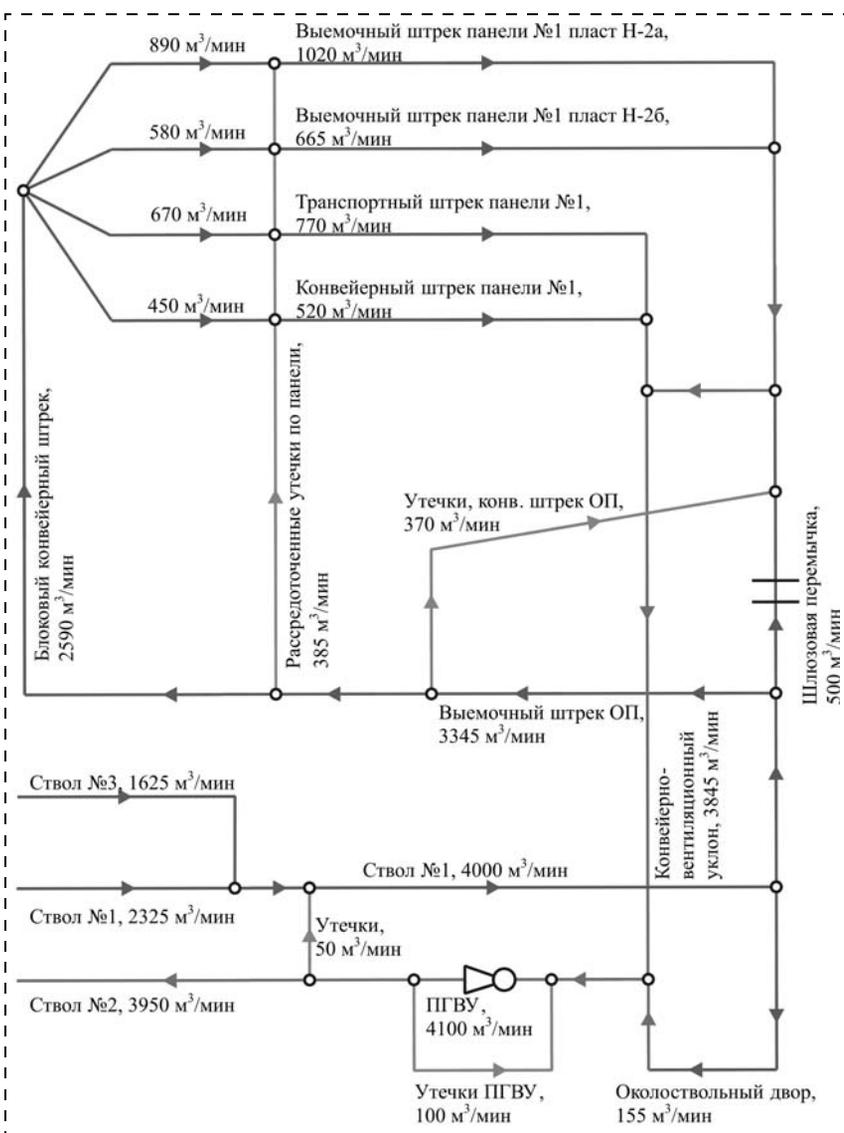


Рис. 1. Схема вентиляционной сети рудника ДЗКУ

С главных транспортных уклонов на выемочный штрек опытной панели поступает $3345 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха. По мере движения потока по выемочному штреку количество воздуха уменьшается. Основными путями утечек воздуха в пределах опытной и первой панелей следует считать конвейерный штрек опытной панели, а также рассредоточенные утечки воздуха через выработанное пространство очистных камер. Воздух, попадающий на конвейерный штрек опытной панели, сбрасывается на исходящую струю главных транспортных уклонов. Рассредоточенные утечки воздуха через выработанное пространство в конечном счете закорачиваются на выемочные штреки панели № 1, что подтверждается соответствующими значениями расхода воздуха в штреках вблизи мест их сопряжения с главными уклонами. Выработанное пространство очистных камер опытной панели, расположенных в северо-западной ее части, отделено каменными перемычками. Суммарные рассредоточенные утечки воздуха через очистные камеры составляют $385 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха. Утечки через конвейерный штрек опытной панели составляют $370 \text{ м}^3/\text{мин}$. Таким образом, суммарные утечки воздуха в пределах выемочного участка (опытной и первой панелей)

составляют 29,2 % от количества воздуха, поступающего в выработки панели № 1 через блоковый конвейерный штрек.

Общее количество воздуха, поступающее в выемочные, конвейерный и транспортный штреки панели № 1, составляет 2590 м³/мин. В соответствии с проведенными расчетами, учитывающими утечки воздуха в пределах выемочного участка, равные 30 %, данное количество воздуха должно быть не менее 1795,7 м³/мин. Таким образом, суммарный фактический расход воздуха в штреках панели № 1 превышает расчетный в 1,44 раза.

На основании результатов воздушной съемки было установлено, что существующая схема проветривания выемочной панели № 1 отличается низкой эффективностью ввиду наличия значительных утечек воздуха. Поэтому была разработана схема проветривания панели № 1 (рис. 2). При разработке схемы был проведен анализ тепловых источников по степени влияния на надежность воздухораспределения в рудничных вентиляционных сетях [1].

Основной идеей при формировании предлагаемой схемы проветривания панели № 1 является независимое проветривание горных выработок пластов Нижний-2а и Нижний-2б параллельными обособленными потоками воздуха [2].

Проветривание горных выработок пласта Нижний-2а осуществляется следующим способом. Све-

жий воздух с главных транспортных уклонов поступает на выемочный штрек пласта Нижний-2а панели № 1. По выемочному штреку исходящая струя воздуха движется до вентиляционной разрезной выработки, откуда поступает на панельный вентиляционный штрек, пройденный по пласту Нижний-2а. По панельному вентиляционному штреку отработанный воздух сбрасывается в общешахтную исходящую струю в главные конвейерно-вентиляционный и вентиляционный уклоны.

Проветривание горных выработок пласта Нижний-2б осуществляется следующим образом. Свежий воздух с главных транспортных уклонов поступает на выемочный штрек пласта Нижний-2б панели № 1. По выемочному штреку исходящая струя воздуха движется до вентиляционной разрезной выработки и транспортного съезда на конвейерный и транспортный панельные штреки. Далее часть воздуха, необходимая для обеспечения минимальной скорости движения потока воздуха, по съезду направляется в панельные транспортный и конвейерный штреки, а другая часть по разрезной горной выработке поступает на вентиляционный штрек пласта Нижний-2б. С панельных транспортного, конвейерного и вентиляционного штреков отработанный воздух сбрасывается в общешахтную исходящую струю в главные конвейерно-вентиляционный и вентиляционный уклоны.

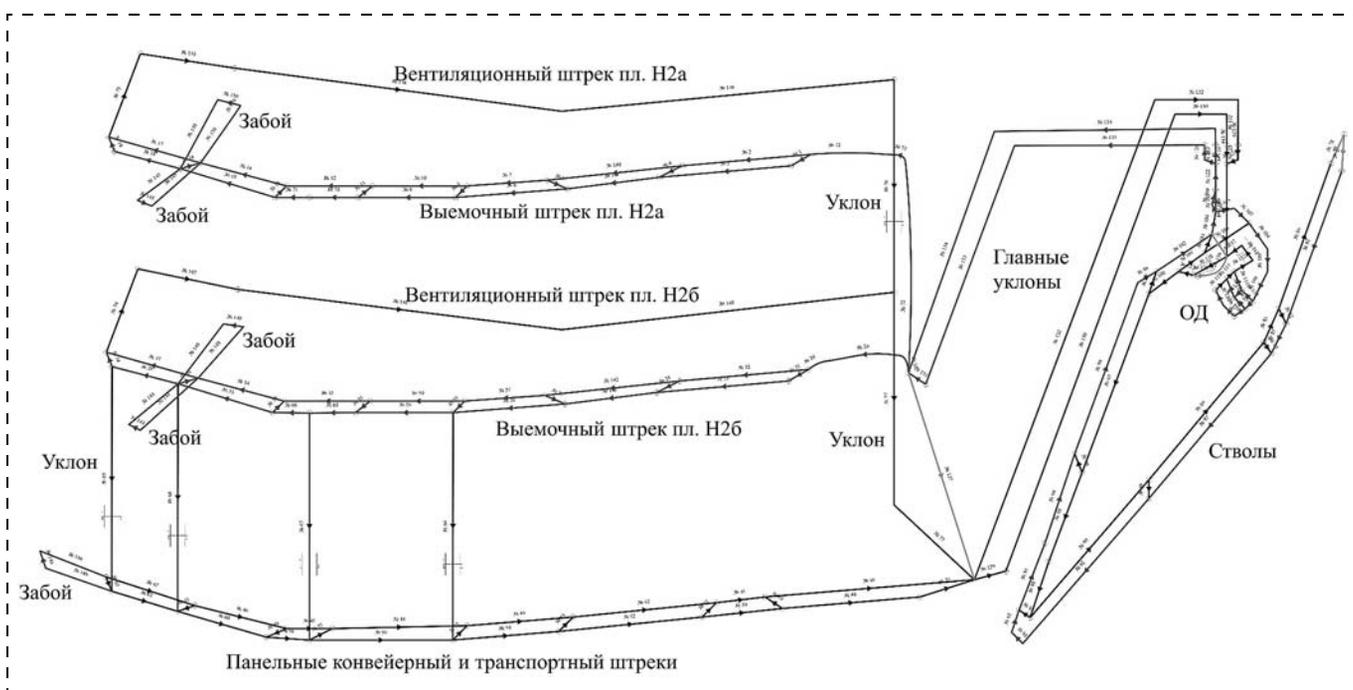


Рис. 2. Предлагаемая схема вентиляции рудника

Преимущество данной схемы проветривания выемочной панели и всего рудника заключается в следующем:

обособленное проветривание горных выработок, расположенных в разных пластах;

разделение свежей и исходящей общешахтных струй воздуха по разным горным выработкам;

уменьшение аэродинамического сопротивления вентиляционной сети панели и рудника;

сокращение утечек воздуха как в пределах панели, так и по главным направлениям.

Список литературы

1. **Гришин Е. Л., Зайцев А. В.** Классификация тепловых источников по степени влияния на надежность воздухораспределения в рудничных вентиляционных сетях. ПГТУ, Научные исследования и инновации. 2011. Т. 5. № 1. С. 156—158.

2. **Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом.** Республика Узбекистан, 2005.

3. **Технологический регламент по организации проветривания рудников ОАО "Уралкалий".** Пермь-Березники, 2005. 135 с.

N. I. Alymenko, Professor, e-mail: nik.alymenko@yandex.ru, Perm National Research Polytechnic University, **A. I. Petrov**, Postgraduate Student, **A. A. Kamenskikh**, Research Associate, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Science, Perm, Russia

Adjustment of the Ventilation System of the Central Part of the Mine of Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant in Due to the End of the Operational Work in the Experimental Panel

The article presents the results of aerial surveys conducted in the Dekhkanabad potash fertilizer plant mine (Republic of Uzbekistan). More efficient ventilation scheme of mine based on the results of the survey was formed.

Keywords: mine, ventilation, aerial surveys, ventilation net, aerodynamic resistance, the scheme of ventilation, fan, air leaks, air dam

References

1. **Grishin E. L., Zajcev A. V.** Klassifikacija teplovyh istochnikov po stepeni vlijaniya na nadezhnost' vozduhoraspredeleniya v rudnichnyh ventiljacionnyh setjah. Nauchnye issledovaniya i innovacii. PGTU, 2011. V. 5. N. 1. P. 156—158.

2. **Edinye pravila bezopasnosti pri razrabotke rudnyh, nerudnyh i rossypnyh mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh podzemnym sposobom.** Respublika Uzbekistan, 2005.

3. **Tehnologicheskij** reglament po organizacii provetrivaniya rudnikov ОАО "Uralkalij". Perm'-Berezniki, 2005. 135 p.

Информация

ВНИМАНИЮ ПОДПИСЧИКОВ!

Продолжается подписка на журнал "Горное оборудование и электромеханика" на первое полугодие 2015 г.

Оформить подписку можно через подписные агентства или непосредственно в редакции. Подписные индексы по каталогам: Роспечать — 20134; Пресса России — 39708.

Обращаем внимание, что в январе и апреле журнал не выходит.

Информация о журнале размещена на сайте <http://novtex.ru/gormash>

107076, Москва, Стромьинский пер., д. 4.

Тел. (499) 269-53-97. Тел./факс (499) 269-55-10.

E-mail: gma@novtex.ru

Результаты математического моделирования смешивания холодного и теплого потоков воздуха в воздухоподающем стволе рудника

Приведены результаты математического моделирования и численного эксперимента смешивания холодного и теплого воздуха в воздухоподающем стволе рудника в программном комплексе Solidworks flow simulation.

Ключевые слова: воздухоподающий ствол, армировка, калориферная установка, воздушные потоки

Проветривание рудника может осуществляться как всасывающим способом проветривания, так и нагнетательным. Способ проветривания зависит от горно-геологических условий и газовой обстановки по горючим и ядовитым газам [3–5].

При всасывающем способе проветривания подача свежего воздуха в рудник осуществляется по воздухоподающему стволу или несколькими стволами. Отработанный воздух удаляется из рудника по вентиляционному стволу (стволам).

Движение воздуха через рудник осуществляется за счет работы главной вентиляторной установки (ГВУ) и, при необходимости, дополнительных источников тяги (вентиляторов и вентиляторных установок), устанавливаемых в вентиляционной сети рудника согласно проекту [11]. Основное сопротивление вентиляционной сети, как показали исследования, приходится на стволы. Каждый ствол в зависимости от его технологического назначения имеет ту или иную конфигурацию армировки [9, 12], что сказывается на смешиваемости потоков холодного и теплого воздуха при достижении необходимой температуры воздуха по сечению ствола [10] (п. 114 ПБ 03-553—03 — ... воздух, поступающий в подземные горные выработки, должен иметь температуру не менее +2 °С).

Калориферные каналы на калийных рудниках, как правило, выполнены с односторонней подачей воздуха в ствол, что затрудняет смешивание теплого и холодного воздуха, подсасываемого через надшахтное здание в зимнее время [6, 7]. Особенностью поступающего в воздухоподающие стволы воздуха в холодное время года является его неравномерная температура (как показывают замеры на действующих рудниках) по сечению ствола и его

глубине. Такая ситуация ведет к нарушению плотности межтубинговых уплотнений, что приводит к появлению ледяных наростов. Поэтому для сохранения положительной температуры по сечению ствола увеличивают температуру подогреваемого воздуха, что ведет к возрастанию затрат на проветривание рудника [8].

В настоящей статье приведены результаты моделирования процесса смешивания теплого и холодного потоков воздуха в воздухоподающем стволе калийного рудника, выполненные в программном комплексе Solidworks flow simulation, и определена расчетная глубина в стволе, на которой происходит стабилизация температуры.

На рис. 1 (см. 3-ю стр. обложки) показан результат смешивания воздуха по воздухоподающему стволу при поступлении его через калориферный канал со скоростью 160 м³/с и температурой 281 К (8 °С), а через поверхностный комплекс со скоростью 60 м³/с и температурой 253 К (–20 °С). Как видно на рисунке, на глубине –50 м от нулевой отметки ствола не происходит полного смешения потоков холодного и теплого воздуха. При изменении температуры воздуха, подаваемого в калориферный канал, всего на 1° (8 °С (см. рис. 1, а) и 9 °С (см. рис. 1, б)), наблюдаются значительные отличия температуры по сечению ствола.

Далее были рассмотрены варианты нагрева воздуха в калориферном канале до температуры 9 и 7 °С и смешивание его с холодным воздухом (–20 °С) на глубине 15 и 30 м (рис. 2 и 3, см. 3-ю стр. обложки). Через калориферный канал проходит 147,27 м³/с, а через поверхностный комплекс — 20,71 м³/с (данные взяты по воздухоподающему стволу № 2 рудника БКПРУ-2, ОАО "Уралкалий").

Следует отметить, что для рудников Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей температура наружного воздуха может опускаться до $-36\text{ }^{\circ}\text{C}$, а в осенне-весенний и частично в зимний периоды, когда температура наружного воздуха значительно выше $-36\text{ }^{\circ}\text{C}$, в целях экономии энергоресурсов теплопроизводительность калориферной установки необходимо снижать таким образом, чтобы температура воздуха в стволе была близка к $+2\text{ }^{\circ}\text{C}$ или немного выше, а не $+15...+20\text{ }^{\circ}\text{C}$, как бывает в настоящее время [1, 2, 7]. По результатам моделирования видно, что равномерное смешивание воздуха по сечению ствола не происходит. Быстрому равномерному смешиванию теплого и холодного воздуха препятствуют разные скорости и объемы воздушных потоков, их температура, а также армировка ствола и проводники. При этом на процесс смешивания оказывает влияние движение подъемных сосудов.

На рис. 4 (см. 4-ю стр. обложки) показан процесс смешивания теплого и холодного потоков воздуха по глубине воздухоподающего ствола. Поступление воздуха через калориферный канал — $147,27\text{ м}^3/\text{с}$, температура 282 К ($9\text{ }^{\circ}\text{C}$); через поверхностный комплекс — $20,71\text{ м}^3/\text{с}$, температура 253 К ($-20\text{ }^{\circ}\text{C}$).

На рисунке видно, что процесс смешения теплого и холодного потоков воздуха по глубине ствола происходит постепенно и требуемый тепловой режим в воздухоподающем стволе не достигается даже на отметке -50 м . Следует обратить внимание, что в месте сопряжения ствола с калориферным каналом, откуда поступает теплый воздух, смешивание происходит таким образом, что поток холодного воздуха формируется сначала по сторонам калориферного канала, затем вдоль стенки ствола под калориферным каналом с постепенным его смешиванием по сечению ствола. Процесс перемешивания существенно зависит от армировки ствола и происходит в стволах до глубины $50...70\text{ м}$, а иногда и более.

* * *

На основании проведенного анализа результатов моделирования смешивания теплого и холодного воздуха в воздухоподающем стволе можно сформулировать следующее:

- равномерное смешивание холодного и теплого воздуха в устье воздухоподающего ствола в хо-

лодное время года позволит иметь равномерную положительную температуру по сечению и глубине ствола, что позволит снизить расходы на его эксплуатацию;

- для реализации равномерного смешивания с минимальными затратами для одностороннего сопряжения калориферного канала со стволом необходимо:

регулировать подачу воздуха в калориферный канал в зависимости от температуры наружного воздуха;

регулировать температуру нагрева воздуха в калориферном канале;

контролировать температуру воздуха по сечению ствола и его глубине;

- для проектируемых рудников вопрос смешивания потоков теплого и холодного воздуха в воздухоподающем стволе должен анализироваться с учетом всех возможных факторов.

Список литературы

1. **Альменко Н. И., Николаев А. В., Каменских А. А., Тронин А. П.** Результаты исследования системы вентиляции рудника БКПРУ-2 в холодное время года // Вестник Пермского университета. Геология. Пермь, 2011. Вып. 3. С. 89—96.
2. **Альменко Н. И., Норин А. А., Минин В. В.** Влияние естественной тяги воздухоподающих стволов на проветривание калийных рудников // Вентиляция шахт и рудников / Л.: Изд-во ЛГИ, 1989. С. 54—57.
3. **Клебанов Ф. С.** и др. Воздух в шахте. М.: Недра, 1995. 600 с.
4. **Медведев И. И.** Проветривание калийных рудников. М.: Недра, 1970. 207 с.
5. **Медведев И. И., Красноштейн А. Е.** Аэрология калийных рудников. Свердловск: УрО АН СССР, 1990. 251 с.
6. **Николаев А. В., Альменко Н. И., Садыков Р. И.** Расчет величины поверхностных утечек воздуха на калийных рудниках // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. Пермь, 2012. Вып. № 5. С. 115—121.
7. **Николаев А. В., Альменко Н. И., Седунин А. М.** Автоматизированная ресурсо- и энергосберегающая система воздухоподготовки шахтного воздуха // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 11. С. 14—18.
8. **Николаев А. В., Постникова М. Ю., Мохирев Н. Н.** Сравнительный анализ потребления тепло- и энергоресурсов шахтными калориферными установками // Вестник ПГТУ. Геология, геоинформационные системы, горно-нефтяное дело. 2010. Вып. № 5. С. 95—102.

9. **Отчет о НИР.** Исследование характера местных утечек воздуха при работе главных вентиляторов калийных рудников / Н. И. Алыменко, В. В. Минин, А. А. Норин и др. Пермь: ГИ УрО АН, 1990. 171 с.

10. **ПБ 03-553—03.** Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. М.: Научно-технический центр по безопас-

ности в промышленности Госгортехнадзора России, 2003. 200 с.

11. **Рудничная вентиляция:** Справочник / Н. Ф. Граценков, А. Э. Петросян, М. А. Фролов и др. Под ред. К. З. Ушакова. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1988. 440 с.

12. **Справочник** по гидравлическим сопротивлениям / И. Е. Идельчик и др. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1975. 559 с.

N. I. Alymenko, Professor, e-mail: nik.alymenko@yandex.ru, **A. V. Nikolaev**, Associate Professor, Perm National Research Polytechnic University,

A. A. Kamenskikh, Reserach Associate, **A. I. Petrov**, Postgraduate Student, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Science, Perm, Russia

The Results of Mathematical Simulation of Mixing of Cold and Warm Air Flow in the Air-Falling Shaft

This publication describes the results of mathematical simulation and numerical experiment of the mixing of cold and warm air in the air-falling shaft.

Keywords: the air-falling shaft, reinforcement, installation of air heater, air flows

References

1. Alymenko N. I., Nikolaev A. V., Kamenskikh A. A., Tronin A. P. Rezul'taty issledovanija sistemy ventiljacii rudnika BKPRU-2 v holodnoe vremja goda. *Vestnik Permskogo universiteta. Geologija*. Perm', 2011. Vol. 3. P. 89—96.

2. Alymenko N. I., Norin A. A., Minin V. V. *Vlijanie estestvennoj tjagi vozduhopodajushhijh stvolov na provetrivanie kalijnyh rudnikov. Ventiljacija shaht i rudnikov*. L.: Izd-vo LGI, 1989. P. 54—57.

3. Klebanov F. S. i dr. *Vozduh v shahte*. M.: Nedra, 1995. 600 p.

4. Medvedev I. I. *Provetrivanie kalijnyh rudnikov*. M.: Nedra, 1970. 207 p.

5. Medvedev I. I., Krasnoshtejn A. E. *Ajerologija kalijnyh rudnikov*. Sverdlovsk: UrO AN SSSR, 1990. 251 p.

6. Nikolaev A. V., Alymenko N. I., Sadykov R. I. Raschet velichiny poverhnostnyh utechek vozduha na kalijnyh rudnikah. *Vestnik PNIPU, Geologija. Neftgazovoe i gornoe delo. Perm'*, 2012. Vol. 5. P. 115—121.

7. Nikolaev A. V., Alymenko N. I., Sedunin A. M. Avtomatizirovannaja resurso- i jenergosberegajushhaja sistema voz-

duhopodgotovki shahtnogo vozduha. *Gornoe oborudovanie i elektromehnika*. 2013. N. 11. P. 14—18.

8. Nikolaev A. V., Postnikova M. Ju., Mohirev N. N. Sravnitel'nyj analiz potreblenija teplo- i jenergoresursov shahtnymi kalorifernymi ustanovkami. *Vestnik PGTU. Geologija, geoinformacionnye sistemy, gorno-neftjanoe delo*. 2010. Vol. 5. P. 95—102.

9. **Отчет о НИР.** *Issledovanie haraktera mestnyh utechek vozduha pri rabote glavnyh ventiljatorov kalijnyh rudnikov*. N. I. Alymenko, V. V. Minin, A. A. Norin i dr. Perm': GI UrO AN, 1990. 171 p.

10. **ПБ 03-553—03.** *Edinye pravila bezopasnosti pri razrabotke rudnyh, nerudnyh i rossypnyh mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh podzemnym sposobom*. M.: Nauchno-tehnicheskij centr po bezopasnosti v promyshlennosti Gosgortehnadzora Rossii, 2003. 200 p.

11. **Рудничная вентиляция:** *Spravochnik*. N. F. Gracencov, A. Je. Petrosjan, M. A. Frolov i dr. Pod red. K. Z. Ushakova. 2-е изд., pererab. i dop. M.: Nedra, 1988. 440 p.

12. *Spravochnik po gidravlicheskim soprotivlenijam*. I. E. Idel'chik i dr. 2-е изд., pererab. i dop. M.: Mashinostroenie, 1975. 559 p.

Система кондиционирования шахтного воздуха

Дано описание предлагаемой системы кондиционирования шахтного воздуха (СКВ), при работе которой будет увеличиваться эффективность процесса воздухоподготовки. Кроме того, предложенный способ работы СКВ будет способствовать увеличению положительной общерудничной естественной тяги, действующей между шахтными стволами. В этом случае режим работы главной вентиляторной установки (ГВУ) можно будет перевести в область более низких давлений, снизив расход электроэнергии.

Приведены расчетные формулы, позволяющие определить параметры воздуха на выходе из испарителя и конденсатора СКВ.

Ключевые слова: система кондиционирования воздуха, энергоэффективность, испаритель, конденсатор, главная вентиляторная установка, общерудничная естественная тяга

Введение

В теплое время года в шахтных сетях, расположенных на относительно небольшой глубине (до 400...500 м), подземных горных предприятий происходит конденсация влаги (водяного пара) на стенках горного массива в результате охлаждения поступающего в шахту (рудник) воздуха. Процесс теплообмена, вызывающий выпадение конденсата, связан с тем, что температура горных пород на данной глубине составляет порядка 8...11 °С и в течение года остается практически неизменной, а поступающий в процессе проветривания воздух нагрет до более высокой температуры.

Особенно данная проблема актуальна для соляных (например калийных) рудников, в которых влага, выпадающая в большом количестве, образует агрессивную среду, оказывающую разрушающее воздействие на горное оборудование, транспорт, ведет к затоплению выработок и вызывает пробуксовку конвейерной ленты на приводных барабанах. Кроме того, ввиду повышенной гигроскопичности горных пород в результате выпадения влаги значительно снижается несущая способность целиков. Предотвратить подобную ситуацию возможно, если подаваемый в рудник воздух охлаждать до температуры, при которой происходит его осушение. Для этой цели необходимо оборудовать горно-добывающее предприятие СКВ. Однако в этом случае возникает проблема, связанная с тем, что на работу СКВ требуются значительные затраты электроэнергии. Поэтому особо значимой задачей является применение технологий, позволяющих повысить энергоэффективность работы СКВ.

Предлагаемый способ кондиционирования шахтного воздуха

В настоящее время наиболее эффективными в охлаждении и осушении большого объема воздуха являются парокomppressorные холодильные установки. Они представляют собой комплекс основных и вспомогательных функциональных блоков, объединенных в единую систему трубопроводами, запорно-регулирующей арматурой, средствами контроля, защиты и управления. Структурная схема парокomppressorной холодильной установки приведена на рис. 1.

В целях повышения энергоэффективности воздухоподготовки в теплое время года была предложена система кондиционирования шахтного воздуха [1], работающая следующим образом (рис. 2). В рудник по воздухоподающим стволам 1 и 2 за счет разрежения, создаваемого ГВУ 6, поступает наружный (охлаждаемый) воздух 9. После проветривания всех рабочих зон подземной части 5 горно-добывающего предприятия воздух выдается через вентиляционный ствол 3 и канал ГВУ 27 на поверхность.

Охлаждаемый воздух 9 за счет общешахтной депрессии, создаваемой ГВУ 6, а также за счет работы нагнетательных вентиляторов поступает в теплообменники испарителя 14, расположенного на воздухоподающем стволе № 1, где он охлаждается и через калориферный канал 20 после смешения с воздухом 19, подсасываемым через надшахтное здание, поступает в ствол.

Охлажденный воздух поступает в околоствольный двор 24 воздухоподающего ствола № 1, где повышается его температура вследствие возрастающего барометрического давления, создаваемого столбом воздуха в стволе. Следуя по горным вы-

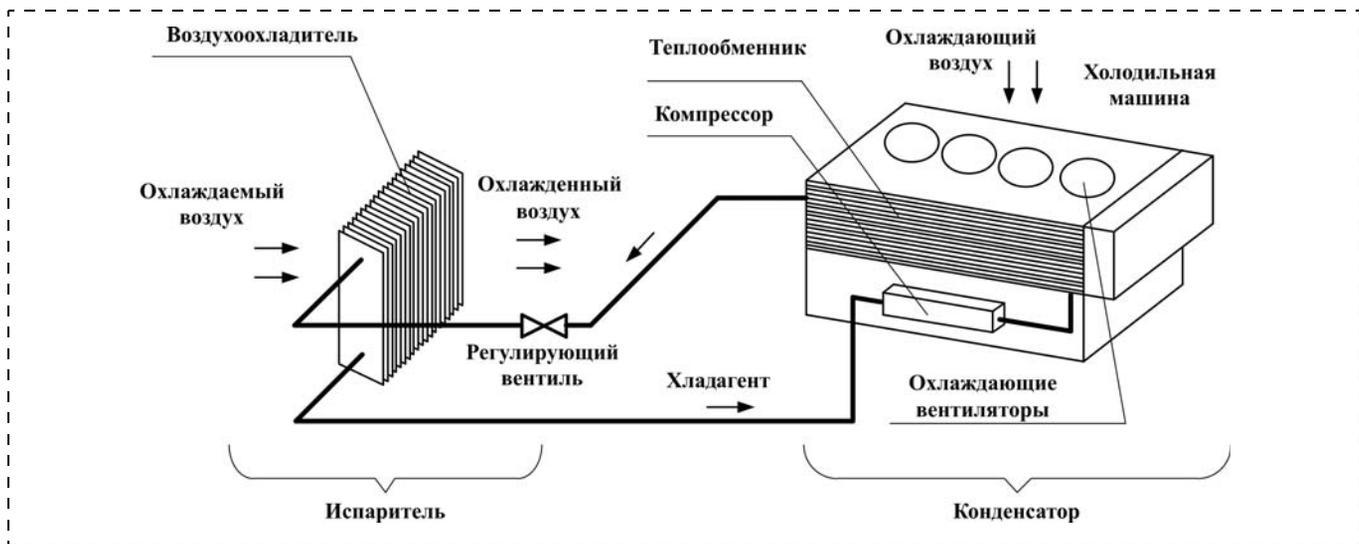


Рис. 1. Структурная схема парокompрессорной холодильной установки

работкам подземной части 5 горно-добывающего предприятия, воздух вновь охлаждается до температуры горных пород. В связи с тем, что воздух в испарителе 14 поверхностной СКВ охлаждается до температуры, при которой происходит его осушение, влага в руднике выпадать не будет (либо будет выпадать в значительно меньшем объеме).

В воздухоподающий ствол № 2 охлаждаемый воздух 9 поступает через здание 25 калориферной установки, теплообменники которой в теплое время года отключены, по калориферному каналу 20 и через надшахтное здание 13. Далее охлаждаемый воздух поступает в испаритель 15 подземной СКВ, который располагается в околоствольном дворе 26 воздухоподающего ствола № 2. В испарителе 15 подземной СКВ воздух охлаждается и поступает в подземную часть 5 рудника.

В испарителе хладоноситель кипит за счет теплоты, отнимаемой от охлаждаемого воздуха. Далее по трубопроводу 4 хладоноситель в газообразном состоянии поступает в компрессоры конденсаторов 16 и 17 СКВ, где он сжимается.

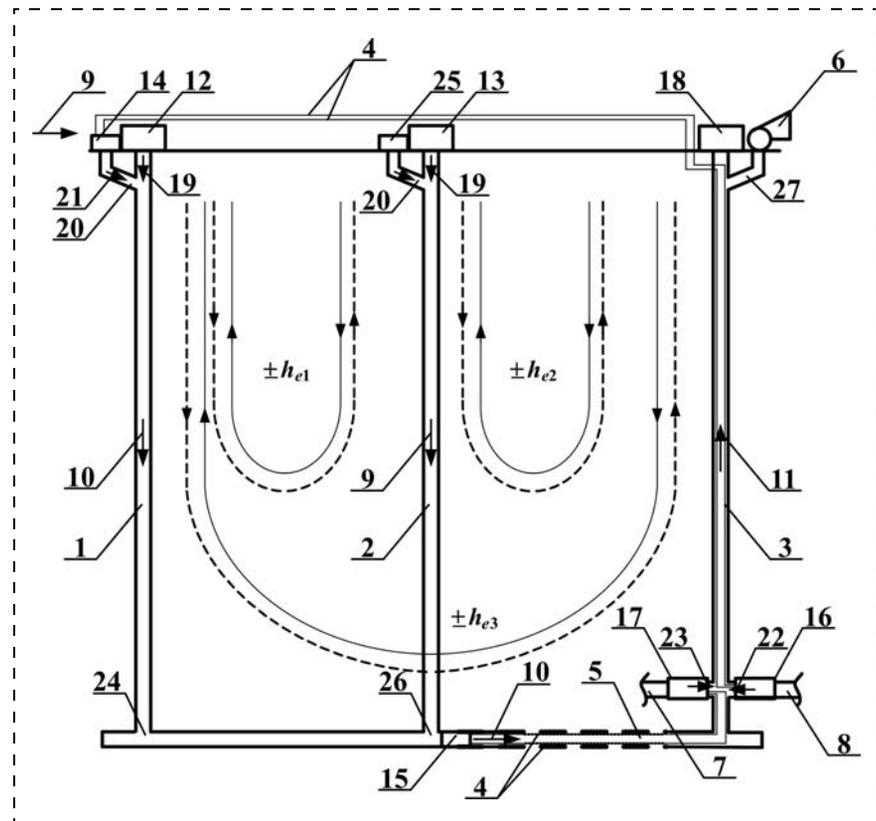


Рис. 2. Схема расположения СКВ:

1 — воздухоподающий ствол № 1; 2 — воздухоподающий ствол № 2; 3 — вентиляционный ствол; 4 — трубопровод с хладоносителем; 5 — подземная часть рудника; 6 — ГВУ; 7 — 1-я главная вентиляционная выработка, подходящая к вентиляционному стволу 3; 8 — 2-я главная вентиляционная выработка, подходящая к вентиляционному стволу 3; 9 — охлаждаемый воздух; 10 — охлажденный воздух; 11 — исходящая струя воздуха; 12 — надшахтное здание воздухоподающего ствола № 1; 13 — надшахтное здание воздухоподающего ствола № 2; 14 — испаритель поверхностной СКВ; 15 — испаритель подземной СКВ; 16 — конденсатор поверхностной СКВ; 17 — конденсатор подземной СКВ; 18 — надшахтное здание вентиляционного ствола; 19 — наружный воздух, подсосываемый через надшахтное здание; 20 — калориферный канал; 21 — воздух, охлажденный в поверхностной СКВ; 22 — воздух, нагретый в конденсаторе 16; 23 — воздух, нагретый в конденсаторе 17; 24 — околоствольный двор воздухоподающего ствола № 1; 25 — здание калориферной установки; 26 — околоствольный двор воздухоподающего ствола № 2; 27 — канал ГВУ

Сжатие сопровождается соответствующим повышением температуры. В теплообменниках конденсаторов хладонотеплоноситель охлаждается до температуры насыщения и, конденсируясь, переходит в жидкое состояние. В качестве применяемых конденсаторов поверхностной 16 и подземной 17 СКВ используются холодильные машины пароконденсаторного типа. Теплота нагревания и конденсации отводится охлаждающей средой за счет охлаждающих вентиляторов (см. рис. 1).

Теплый воздух, нагретый в конденсаторе подземной СКВ, "выбрасывается" в исходящую по вентиляционному стволу струю воздуха, повышая его температуру.

В случае небольшой глубины рудника (до 500 м) в одной из главных вентиляционных выработок, подходящих к вентиляционному стволу, может быть размещен конденсатор поверхностной СКВ, который будет "выбрасывать" в вентиляционный ствол нагретый в процессе работы конденсатора поверхностной СКВ поток воздуха.

Необходимо учитывать, что при проветривании рудника между его стволами действуют тепловые депрессии (естественные тяги) h_{ei} (см. рис. 2), возникающие вследствие конвективного теплообмена, т. е. когда более теплый (более легкий) воздух стремится подняться вверх, а более холодный (более тяжелый) — опуститься вниз. Возникающие между сообщающимися стволами тепловые депрессии вызывают перепад гидростатических давлений в них, препятствуя либо способствуя движению воздуха. Совместное действие тепловых депрессий образует результирующую — общерудничную естественную тягу h_e , которая оказывает влияние на работу ГВУ, увеличивая либо снижая общий объем воздуха, подаваемого в рудник. В случае действия положительной общерудничной естественной тяги режим работы ГВУ можно будет перевести в область более низких давлений, снизив тем самым потребляемую ею электроэнергию [2]. При регулировании режимов работы ГВУ с учетом действия общерудничной естественной тяги требуется учитывать разность высотных отметок устьев стволов [3], а также поверхностные утечки воздуха в надшахтном здании ГВУ [4].

Вариант расположения поверхностной и подземной СКВ (см. рис. 2), а также "сброс" теплого воздуха, выдаваемого из конденсатора (конденсаторов) СКВ, позволит в несколько раз увеличить значение положительной общерудничной естественной тяги, в результате чего значительно сократятся затраты электроэнергии на работу ГВУ.

В работе [5] для условий калийного рудника БКПРУ-2 (ОАО "Уралкалий") выяснилось, что в случае применения предложенной по сравнению с поверхностной СКВ при температуре наружного воздуха 21,5 °С [6] общерудничная естественная тяга вместо отрицательного значения — 27,59 Па примет положительное, равное 277,9 Па. В результате этого затраты электроэнергии на проветривание и кондиционирование снизятся на 312,4 кВт·ч.

Расчет требуемой температуры воздуха на выходе из испарителя

Для решения данной задачи можно воспользоваться методом определения требуемой хладонпроизводительности, при котором требуемые параметры воздуха на выходе из СКВ определяются по значению его удельной энтальпии $I_{СКВ}$. Для этого согласно [7—11] решаются два уравнения теплового баланса

$$\begin{cases} G_{\text{возд}} I_{\text{возд}} = G_{\text{СКВ}} I_{\text{СКВ}} + G_{\text{СК.о}} I_{\text{СК.о}}; \\ G_{\text{возд}} d_{\text{возд}} = G_{\text{СКВ}} d_{\text{СКВ}} + G_{\text{СК.о}} d_{\text{СК.о}}, \end{cases} \quad (1)$$

где $I_{\text{возд}}$, $I_{\text{СКВ}}$, $I_{\text{СК.о}}$ — удельная энтальпия воздуха при заданной температуре и влагосодержании, соответственно поступающего в воздухоподающий ствол, проходящего через СКВ и скиповые окна, кДж/кг; $G_{\text{возд}}$, $G_{\text{СКВ}}$, $G_{\text{СК.о}}$ — массовый расход воздуха соответственно поступающего в воздухоподающий ствол, проходящего через СКВ и скиповые окна; $G_i = Q_i \rho_i$, кг/с; $d_{\text{возд}}$, $d_{\text{СКВ}}$, $d_{\text{СК.о}}$ — влагосодержание воздуха, г/кг; Q_i — объемный расход поступающего воздуха, м³/с; ρ_i — плотность воздуха, кг/м³.

Удельные энтальпии потоков воздуха температурой $t_{\text{возд1}}$ и влагосодержанием $d_{\text{возд1}}$, поступающего в воздухоподающий ствол № 1 $I_{\text{возд1}}$ и проходящего через скиповые окна $I_{\text{СК.о}}$, определяются по формулам [12]

$$I_{\text{возд1}} = 1,005 t_{\text{возд1}} + (2500 + 1,8 t_{\text{возд1}}) \frac{d_{\text{возд1}}}{1000}; \quad (2)$$

$$I_{\text{СК.о}} = 1,005 t_{\text{СК.о}} + (2500 + 1,8 t_{\text{СК.о}}) \frac{d_{\text{СК.о}}}{1000}. \quad (3)$$

Тогда удельная энтальпия воздуха, выходящего из испарителя поверхностной СКВ, равна

$$I_{\text{СКВ пов}} = \frac{G_{\text{возд1}} I_{\text{возд1}} - G_{\text{СК.о}} I_{\text{СК.о}}}{G_{\text{СКВ пов}}}, \quad (4)$$

а влагосодержание:

$$d_{\text{СКВ}_{\text{пов}}} = \frac{G_{\text{возд1}} d_{\text{возд1}} - G_{\text{СК.о}} d_{\text{СК.о}}}{G_{\text{СКВ}_{\text{пов}}}}. \quad (5)$$

В этом случае значение требуемой температуры воздуха на выходе из испарителя поверхностной СКВ определится как

$$t_{\text{СКВ}_{\text{пов}}} = \frac{\left(I_{\text{СКВ}_{\text{пов}}} - \frac{2500 d_{\text{СКВ}_{\text{пов}}}}{1000} \right)}{\left(1,005 + \frac{1,8 d_{\text{СКВ}_{\text{пов}}}}{1000} \right)}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (6)$$

Аналогичным образом проводится расчет для испарителя подземной СКВ в воздухоподающем стволе № 2.

Удельная энтальпия воздуха, выходящего из испарителя подземной СКВ:

$$I_{\text{СКВ}_{\text{подз}}} = \frac{G_{\text{возд1}} I'_{\text{возд1}} - G_{\text{возд2}} I'_{\text{СК.о}}}{G_p}, \quad (7)$$

где G_p — массовый расход воздуха, поступающего в подземную часть рудника, кг/с; $I'_{\text{возд1}}$ и $I'_{\text{СК.о}}$ — удельные энтальпии воздуха, изменяющиеся за счет повышения температуры под действием возрастающего барометрического давления соответственно в воздухоподающих стволах № 1 и 2, кДж/кг.

Температура воздуха, изменяющаяся под действием возрастающего барометрического давления в воздухоподающих стволах, согласно [13] найдется по формуле

$$t_{\text{о.д}j} = a_1 P_a^{n_1} + a_2 t_{\text{нач}}^{n_2} + a_3 H_{\text{возд}j}^{n_3} + a_4 D_{\text{возд}j}^{n_4} + a_5 Q_{\text{возд}j}^{n_5}, \quad (8)$$

где a_i, n_i — соответственно коэффициенты регрессии и степени при параметре, зависящие от назначения ствола (скиповой, клетевой или скипоклетевой) [13]; P_a — атмосферное давление воздуха, мм рт. ст.; $t_{\text{нач}}$ — температура воздуха, поступающего в воздухоподающий ствол, $^\circ\text{C}$; $H_{\text{возд}j}$, $D_{\text{возд}j}$ и $Q_{\text{возд}j}$ — соответственно глубина, м, диаметр, м, j -го воздухоподающего ствола и объемный расход воздуха, проходящего через него, м³/с.

В связи с тем, что нагревание воздуха происходит при неизменном влагосодержании, значение

этого параметра на выходе из подземной СКВ определяется по формуле

$$d_{\text{СКВ}_{\text{подз}}} = \frac{G_{\text{возд1}} d_{\text{возд1}} - G_{\text{возд2}} d_{\text{СК.о}}}{G_p}, \quad (9)$$

а удельные энтальпии воздуха $I'_{\text{возд1}}$ и $I'_{\text{СК.о}}$ найдутся по формулам (2) и (3), где вместо $t_{\text{возд1}}$ и $t_{\text{СК.о}}$ подставляются значения $t_{\text{о.д}j}$, полученные по формуле (8).

Тогда температура воздуха на выходе из подземной СКВ найдется как

$$I_{\text{СКВ}_{\text{подз}}} = \frac{\left(I_{\text{СКВ}_{\text{подз}}} - \frac{2500 d_{\text{СКВ}_{\text{подз}}}}{1000} \right)}{\left(1,005 + \frac{1,8 d_{\text{СКВ}_{\text{подз}}}}{1000} \right)}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (10)$$

Расчет температуры воздуха на выходе из конденсатора СКВ

При применении парокomppressorной холодильной установки для поддержания требуемых параметров определяются значения температуры t_i , давления P_i и удельной энтальпии I_i хладагента во всех переходных точках холодильной установки по тепловой диаграмме: испаритель — выход t_1 , конденсатор — вход t_2 , конденсатор — выход t_3 , испаритель — вход t_4 .

Расчетная холодопроизводительность конденсатора согласно [14] выбирается по расчетным параметрам компрессора, для чего необходимо выполнить вычисления, которые приводятся ниже.

Индикаторный КПД компрессора (т. е. отношение внутренней удельной работы идеального компрессора на единицу расхода хладагента к внутренней удельной работе действительного компрессора) согласно [14] определяется по формуле

$$\eta_k = \frac{t_1}{t_2} + bt_1, \quad (11)$$

где b — коэффициент, учитывающий расположение компрессора (для горизонтальных компрессоров примерно равен 0,002).

Удельная внутренняя работа компрессора, кДж/кг, определяется по формуле

$$l_B = \frac{I_2 - I_1}{\eta_k}, \quad (12)$$

где I_1 и I_2 — удельные энтальпии, соответствующие температурам хладоносителя t_1 и t_2 (см. выше).

Удельный подвод тепла в испарителе:

$$q_0 = I_1 - I_4. \quad (13)$$

Удельный отвод теплоты в конденсаторе:

$$q_{\text{кон}} = I_2 - I_3. \quad (14)$$

Баланс теплоты, кДж/кг, определяется по формуле [14]

$$q = l_{\text{в}} + q_0. \quad (15)$$

Отсюда требуемая хладопроизводительность установки, кВт:

$$q_1 = G_{\text{хн}} q, \quad (16)$$

где $G_{\text{хн}}$ — массовый расход хладоносителя, кг/с.

По полученному значению требуемой хладопроизводительности ($q_{\text{СКВ}}$ и q_1) выбирается наиболее близкий вариант холодильной машины. В дальнейших расчетах принимаются значения данного оборудования (из технической документации).

В зависимости от количества теплоты $q_{\text{кон}}$, выделяемой при работе конденсатора, и массового расхода воздуха охлаждающих вентиляторов $G_{\text{ов}}$ определяется температура воздуха, поступающего в исходящую по вентиляционному стволу струю воздуха

$$t_{\text{исх}} = \frac{q_{\text{кон}} 10^3 - 3600 G_{\text{ов}} c t_{\text{вх}}}{3600 G_{\text{ов}} c}, \quad (17)$$

где c — удельная теплоемкость воздуха; $c = 0,24$ ккал/(кг · °С); $t_{\text{вх}}$ — температура воздуха, поступающего в конденсатор СКВ через охлаждающие вентиляторы, °С (см. рис. 1).

Следует отметить, что значение $q_{\text{кон}}$ в формуле (17) имеет единицы измерения ккал/ч.

С учетом того, что температура воздуха, поступающего через охлаждающие вентиляторы, при расположении конденсатора СКВ в главных вентиляционных выработках будет значительно ниже температуры наружного воздуха, КПД работы СКВ будет увеличиваться. С возрастанием разности между этими значениями будет увеличиваться КПД всей установки.

Заключение

Исходя из изложенного видно, что применение предложенной СКВ позволит снизить затраты

электроэнергии на кондиционирование воздуха. Регулирование режима работы ГВУ с учетом действия возникающей при кондиционировании положительной общерудничной естественной тяги позволит снизить ее энергопотребление. Так, например, для рудника БКПРУ-2 (ОАО "Уралкалий") согласно [5] затраты электроэнергии при применении предлагаемой по сравнению с поверхностной СКВ снизятся на 312,4 кВт · ч, что соответствует примерно 12 % от всей электроэнергии, затрачиваемой на проветривание. В результате этого повышается энергоэффективность проветривания и воздухоподготовки при исключении (значительном снижении) выпадения влаги в руднике и всех связанных с этим процессом негативных явлений.

Список литературы

1. Система проветривания неглубокого рудника: пат. 140553 Российская Федерация: МПК E21F1/00 / Николаев А. В., Алыменко Н. И., Файнбург Г. З., Николаев В. А.; заявитель и патентообладатель ФГБОУ ВПО "Пермский национальный исследовательский политехнический университет". 2013154241/03; заявл. 05.12.2013; опубл. 10.05.2014, Бюл. № 13.
2. Алыменко Н. И., Николаев А. В. Влияние тепловых депрессий, действующих между стволами, на величину общерудничной естественной тяги // Рудник будущего. 2011. № 3. С. 106—107.
3. Алыменко Н. И., Николаев А. В. О влиянии взаимного расположения шахтных стволов на величину возникающих между ними тепловых депрессий // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. № 5. С. 84—91.
4. Николаев А. В., Алыменко Н. И., Садыков Р. И. Расчет величины поверхностных утечек воздуха на калийных рудниках // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2012. № 5. С. 115—121.
5. Николаев А. В. Система кондиционирования шахтного воздуха комбинированного поверхностно-подземного типа // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 40—45.
6. Строительные нормы и правила Российской Федерации (СНиП) 23-01—99. Строительная климатология: утв. постановл. Госстроя России № 49 11.06.99. М.: Госстрой России, 2000. 68 с.
7. Гоголин А. А. Осушение воздуха холодильными машинами. М.: Госторгиздат, 1962. 103 с.
8. Баркалов Б. В., Карпис Е. Е. Кондиционирование воздуха в промышленных, общественных и жилых зданиях. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Стройиздат, 1982. 312 с.
9. Гоголин А. А. Кондиционирование воздуха в мясной промышленности. М.: Пищевая промышленность, 1966. 239 с.

10. **Кокорин О. Я.** Установки кондиционирования воздуха. Основы расчета и проектирования. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1978. 264 с.

11. **Аверкин А. Г.** Примеры и задачи по курсу "Кондиционирование воздуха и холодоснабжение": учеб. пособие. 2-е изд., испр. и доп. М.: Изд-во АСБ, 2007. 126 с.

12. **Краснов Ю. С., Борисоглебский А. П., Антипов А. В.** Системы вентиляции и кондиционирования. М.: Термокул, 2004. 373 с.

13. **Николаев А. В.** Управление тепловыми депрессиями в системах вентиляции калийных рудников:

Дисс. ... канд. техн. наук / Перм. нац. исслед. политех. ун-т. Пермь, 2012. 159 с.

14. **Соколов Е. Я., Бродянский В. М.** Энергетические основы трансформации тепла и процессов охлаждения. М.: Энергия, 1968. 336 с.

15. **Методика** определения потребности в топливе, электрической энергии и воде при производстве и передаче тепловой энергии и теплоносителей в системах коммунального теплоснабжения. Утв. Госстроем России 12.08.2003.

A. V. Nikolaev, Associate Professor, e-mail: nikolaev0811@mail.ru,
Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia

The System for Conditioning Mine Air

The article describes the proposed system of mine air conditioning, in which will increase the efficiency of the air conditioning system (ACS). In addition, the proposed method of ACS will help increase positive main natural draft acting between mine shafts. In this case, the main ventilation installation (MVI) can be transferred to the area of lower pressure, reducing electric power expended on her work.

Provides formulas to determine the size of air leaving the evaporator and the condenser ACS.

Keywords: the air conditioning system, energy efficiency, the evaporator, the condenser, the main ventilation installation, main natural draft

References

1. **Sistema** provetrvanija neglubokogo rudnika: pat. 140553 Ros. Federacija: MPK E21F1/00. Nikolaev A. V., Alymenko N. I., Fajnburg G. Z., Nikolaev V. A.; zajavitel' i patentoobladatel' FGBOU VPO "Permskij nacional'nyj issledovatel'skij politehnicheskij universitet". 2013154241/03; zajavl. 05.12.2013; opubl. 10.05.2014, Bjul. N. 13.

2. **Alymenko N. I., Nikolaev A. V.** Vlijanie teplovyh depressij, dejstvujushih mezhdu stvolami, na velichinu obshherudnichnoj estestvennoj tjagi. *Rudnik budushhego*. 2011. N. 3. P. 106–107.

3. **Alymenko N. I., Nikolaev A. V.** O vlijanii vzaimnogo raspolozhenija shahtnyh stvolov na velichinu vznikajushih mezhdu nimi teplovyh depressij. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh*. N. 5. P. 84–91.

4. **Nikolaev A. V., Alymenko N. I., Sadykov R. I.** Raschet velichiny poverhnostnyh utechek vozduha na kalijnyh rudnikah. *Vestnik PNIPU. Geologija. Neftegazovoe i gornoe delo*. 2012. N. 5. P. 115–121.

5. **Nikolaev A. V.** Sistema kondicionirovanija shahtnogo vozduha kombinirovannogo poverhnostno-podzemnogo tipa. *Izvestija vuzov. Gornyj zhurnal*. 2013. N. 3. P. 40–45.

6. **Stroitel'nye normy i pravila Rossijskoj Federacii (SNiP) 23-01–99. Stroitel'naja klimatologija:** utv. postanovl. Gosstroja Rossii 49 11.06.99. М.: Gosstroj Rossii, 2000. 68 p.

7. **Gogolin A. A.** *Osushenie vozduha holodil'nymi mashinami*. М.: Gostorgizdat, 1962. 103 p.

8. **Barkalov B. V., Karpis E. E.** *Kondicionirovanie vozduha v promyshlennyh, obshhestvennyh i zhilyh zdaniyah*. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Strojizdat, 1982. 312 p.

9. **Gogolin A. A.** *Kondicionirovanie vozduha v mjasnoj promyshlennosti*. М.: Pishhevaja promyshlennost', 1966. 239 p.

10. **Kokorin O. Ja.** *Ustanovki kondicionirovanija vozduha. Osnovy rascheta i proektirovanija*. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Mashinostroenie, 1978. 264 p.

11. **Averkin A. G.** *Primery i zadachi po kursu "Kondicionirovanie vozduha i holodosnabzhenie"*: ucheb. posobie. 2-е изд., испр. и доп. М.: Изд-во АСБ, 2007. 126 p.

12. **Krasnov Ju. S., Borisoglebskij A. P., Antipov A. V.** *Sistemy ventiljacii i kondicionirovanija*. М.: Термокул, 2004. 373 p.

13. **Nikolaev A. V.** *Upravlenie teplovyimi depressijami v sistemah ventiljacii kalijnyh rudnikov*: Diss. ... kand. техн. наук. Перм. нац. исслед. политех. ун-т. Пермь, 2012. 159 p.

14. **Sokolov E. Ja., Brodjanskij V. M.** *Jenergeticheskie osnovy transformacii tepla i processov ohlazhdenija*. М.: Jenergija, 1968. 336 p.

15. **Методика** определения потребности в топливе, электрической энергии и воде при производстве и передаче тепловой энергии и теплоносителей в системах коммунального теплоснабжения. Утв. Госстроем России 12.08.2003.

УДК 622.673.1-7

Г. Д. Трифанов, д-р техн. наук, доц., зав. каф., ПНИПУ, г. Пермь

E-mail: 2983723@gmail.com

Новая редакция Руководства по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок

В практику проектирования и эксплуатации шахтных подъемных установок по рекомендации Ростехнадзора введено четвертое издание "Руководства по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок". В новую редакцию дополнительно включены материалы по применению современных средств измерения параметров подъемных установок как при ревизии и наладке, так и при эксплуатации шахтных подъемных установок.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, ревизия, наладка

Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности: "Правила безопасности в угольных шахтах" [1]; "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых" [2] предписывают перед вводом в эксплуатацию и в дальнейшем 1 раз в год проводить ревизию и наладку подъемной установки. Объем наладочных работ предусмотрен Руководством по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок [3, 4]. Электрическая часть и аппаратура автоматизированных подъемных установок подлежат ревизии и наладке через 6 мес.

Вторая редакция Руководства была издана в 1982 г. тиражом 18 000 экземпляров. Книга, в которой приведено подробное описание конструкции механического и электрического оборудования шахтных подъемных установок, средств их автоматизации, защитных и блокировочных устройств, служила пособием для специалистов как при ревизии и наладке, так и эксплуатации подъемных установок. Руководство до сих пор остается настольной книгой каждого наладчика, каждого механика горного предприятия, эксплуатирующего шахтные подъемные установки.

В настоящее время на многих горных предприятиях применяются современные подъемные машины, оснащенные дисковыми тормозами, тиристорными электроприводами переменного и постоянного тока, системами управления, защиты и блокировки, выполненными с использованием компьютерных технологий. В 2009 г. издательством "Донеччина" было выпущено 3-е издание Руко-

водства, дополненное коллективом авторов 2-го издания. В это издание дополнительно включены вопросы ревизии, наладки и испытания встроенных быстродействующих тормозов НКМЗ и пружинно-гидравлических многомодульных дисковых тормозов подъемных машин фирмы АББ, а также комплектных тиристорных электроприводов переменного и постоянного тока с микропроцессорной системой управления, визуализации и диагностики. В Руководстве приведено описание современного электрооборудования поверхностных и подземных шахтных подъемных установок. Авторами переработаны вопросы техники безопасности при выполнении наладочных и ремонтных работ.

В связи с тем, что 3-е издание было разработано для подъемных установок Украины и введено в действие приказом Министерства угольной промышленности Украины, для ревизии, наладки и испытания современных шахтных подъемных установок России разработана 4-я редакция Руководства. Авторами отдельных глав 4-го издания Руководства, наряду с авторами 3-го издания — В. Р. Бежка, В. Г. Калинина, В. Д. Коноплянова и Е. М. Курченко, являются сотрудники Пермского национального исследовательского политехнического университета (ПНИПУ) Г. Д. Трифанов, А. П. Кошкин, Д. И. Шишлянников и М. Г. Трифанов.

В главе 1 Руководства приведены общие сведения: область применения; основные термины и определения; цель и объем наладочных работ и их периодичность. Установлены порядок и объем проведения ревизии, наладки и испытаний шахт-

ных подъемных установок, эксплуатируемых на всех опасных производственных объектах, подконтрольных Ростехнадзору, в том числе и на проходческих подъемных установках.

Целью наладочных работ является:

проверка соответствия установки проекту и требованиям Правил безопасности [1, 2], Правил устройства электроустановок, Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей и другой нормативной документации;

устранение обнаруженных дефектов;

обеспечение безотказной и безаварийной работы подъема;

улучшение технико-экономических показателей подъемной установки (увеличения срока службы оборудования, повышения производительности, снижения расхода электроэнергии и пр.) путем оптимизации режима работы и модернизации оборудования;

инструктирование обслуживающего персонала по правильной эксплуатации подъемной установки.

До начала наладочных работ специалистами наладочной организации и руководством энерго-механической службы шахты проводится обследование подъемной установки и составляется дефектный акт с указанием сроков устранения дефектов, утверждаемый главным инженером шахты [1, 2].

Дефекты, препятствующие безопасной эксплуатации подъемной установки, устраняются до начала наладочных работ.

Наладочные работы проводятся в соответствии с календарным графиком проведения ревизии, наладки и испытания подъемной установки, составленным главным механиком шахты, лицом, ответственным за эксплуатацию подъемной установки, совместно с руководителем наладочной бригады и утвержденным руководством шахты.

В главах 2, 3 приведены рекомендации по оценке соответствия оборудования шахтных подъемных установок: подъемных сосудов и противовесов; подъемных канатов; направляющих и отклоняющих шкивов требованиям Правил безопасности [1, 2].

Главы 4—6 посвящены ревизии, наладке органов навивки и механизмов перестановки подъемных машин их редукторов, валов, подшипников и соединительных муфт. Содержание этих глав практически не изменилось. Были переработаны только рисунки для улучшения их качества.

В главу 7 Руководства внесены изменения в формулы для расчета параметров тормозной системы. Обозначения масс и усилий в формулах расчета

приведены в соответствие с принятыми в Международной системе единиц (СИ) обозначениями.

Большое внимание в Руководстве уделено дисковым тормозам, которыми оснащены все поставляемые зарубежными фирмами подъемные машины. По сравнению с колодочными тормозами радиального типа пружинно-гидравлические многомодульные дисковые тормоза обладают значительно большим быстродействием (время холостого хода 0,1...0,2 с), более стабильными характеристиками и регулировочными возможностями.

В этой же главе приведены требования, предъявляемые к аппаратуре для проведения наладки и испытаний тормозных устройств.

Прежде всего *аппаратуру необходимо сертифицировать* как средство измерения в соответствии с требованиями ст. 1 п. 3.6 Федерального закона РФ от 26.06.2008 № 102-ФЗ "Об обеспечении единства измерений" при осуществлении производственного контроля за соблюдением установленных законодательством Российской Федерации требований промышленной безопасности к эксплуатации опасного производственного объекта.

Аппаратура должна:

1) обеспечивать контроль, измерение, визуализацию и документирование основных параметров работы систем управления шахтных подъемных установок, тормозной системы, электроприводов постоянного и переменного тока;

2) проходить периодические испытания и поверку не реже 1 раза в год в целях обнаружения дефектов и определения погрешностей измерений. Результаты периодических испытаний оформляются актом, утвержденным руководителем предприятия-изготовителя. К акту должны быть приложены протоколы проведенных испытаний;

3) обеспечивать регистрацию и обработку данных о работе тормозной системы, визуализацию и документирование:

момента разрыва цепи ТП;

момента касания фрикционными накладками тормозного обода;

скорости и пути торможения подъемной машины;

скорости и пути торможения подъемных канатов (для машин со шкивами трения);

давления в цилиндрах рабочего торможения (ЦРТ);

давления в цилиндрах предохранительного торможения (ЦПТ);

деформации (усилия) тормозных тяг;

тока подъемного двигателя;

4) обеспечивать воспроизведение графиков изменения контролируемых параметров для нескольких замеров, автоматическое создание отчета о проведенных измерениях.

В Руководстве приведено описание измерительных систем, предназначенных для контроля, диагностики и наладки тормозных систем, снятия диаграмм движения подъемных сосудов и анализа состояния систем управления приводом шахтных подъемных установок [5].

В главе 8 приведены требования к ревизии и наладке системы маслосмазки узлов шахтных подъемных машин, подшипников электродвигателей, направляющих (копровых) и отклоняющих шкивов.

Ревизия и наладка электрических машин, находящихся в эксплуатации, подробно рассмотрены в главе 9. Эти главы повторяют редакцию 3-го издания.

Методика работ по ревизии и наладке аппаратуры управления подъемными установками приведена в главе 10. Здесь основное внимание уделено оборудованию, которым оснащено большинство действующих подъемных установок: контакторно-релейной аппаратуре, указателям глубины, путевым программным аппаратам. Ревизию и наладку аппаратуры управления современных подъемных установок необходимо выполнять по рекомендациям производителей этих установок.

В главах 11 и 12 приведена методика ревизии и наладки электроприводов переменного и постоянного тока. В настоящее время до 90 % подъемных машин, находящихся в эксплуатации, оснащены асинхронными электродвигателями с фазным ротором, поэтому разделы, касающиеся ревизии и наладки этих приводов, полностью сохранены. В обе главы включены разделы по наладке электроприводов с микропроцессорной системой управления. Установка и отладка программного обеспечения систем управления осуществляются инженерами-программистами в соответствии с документацией заводов-изготовителей.

Глава 13 устанавливает методику ревизии и наладки аппаратуры управления подземными шахтными подъемными машинами. Она полностью повторяет редакцию 3-го издания.

Большой объем в руководстве занимает глава 14, в которой приведены описание защитных и блокировочных устройств и методика их наладки. Эти устройства предназначены для обеспечения безопасной работы подъемной установки. Кроме приведенных в 3-м издании устройств в Руководстве даны описание и методика наладки серийно

выпускаемой аппаратуры на базе микропроцессорной техники. Это:

ограничитель скорости независимый ОСН, разработанный и изготавливаемый в Научно-производственном центре "Электротехнические комплексы" ОАО "Электропривод";

ограничитель скорости ОС-5, серийно изготавливаемый в ООО "Региональный канатный центр", г. Пермь;

система контроля движения и скорости шахтной подъемной установки СКДС-ПУ производства ЗАО "СМНУ "Цветметналадка", г. Екатеринбург;

универсальный микропроцессорный комплекс защит МКЗ "Мимоза", разработанный и поставляемый ООО СП "Монтаж — наладка", г. Екатеринбург.

В главе 15 приведены требования к сигнализации и связи для всех типов шахтных подъемных установок. Подъемные установки оснащаются современными системами стволовой сигнализации и связи, ревизия и наладка которых должны проводиться в строгом соответствии с инструкциями фирм-изготовителей этих систем.

Глава 16 посвящена описанию устройств контроля и регистрации основных параметров работы шахтных подъемных установок. Требование оснастить все рудничные подъемные установки такими устройствами было установлено в 2003 г. Едиными правилами безопасности при разработке рудных нерудных и россыпных месторождений (ПБ 03-553—03). С вводом в действие Правил безопасности в угольных шахтах [1] в 2014 г. необходимо оборудовать регистраторами параметров все подъемные установки угольных шахт. Регистраторы параметров предназначены для непрерывного измерения и контроля основных параметров работы шахтной подъемной установки, индикации текущих значений, хранения и предоставления всей получаемой информации [6]. В требованиях к регистраторам параметров в Руководстве приведен перечень измеряемых регистрируемых физических параметров:

скорости движения подъемных сосудов по скорости вращения органа навивки подъемной машины;

силы переменного или постоянного тока в силовых цепях подъемных двигателей, в том числе тока динамического торможения;

давления рабочей среды в исполнительных элементах привода тормозной системы подъемной машины.

Регистраторы должны обеспечивать определение, визуализацию и регистрацию причины включения предохранительного тормоза, регистрацию следующей информации:

состояние путевых выключателей положения подъемных сосудов, в том числе в точке начала замедления;

положение предохранительных решеток стволов на приемных площадках;

режим работы подъемной машины ("ревизия", "груз", "оборудование" "ручной" или "автоматический").

Программное обеспечение регистраторов параметров должно предусматривать обработку, визуализацию и документирование архивной информации. Продолжительность хранения графических архивов — не менее 30 дней.

Для расшифровки записей регистраторов параметров используется программное обеспечение регистраторов, с помощью которого осуществляются обработка информации и составление документов, отражающих режимы работы подъемной установки. Порядок работы с программным обеспечением приведен в Руководстве по эксплуатации регистраторов параметров. Примеры расшифровки записей регистраторов РПУ-03.x приведены в учебном пособии [7], ознакомиться с которым можно на сайте <http://www.vetlan.ru/gru.pdf>

В главах 17 и 18 приведены требования к автоматизированным подъемным установкам и защитным заземлениям. Эти главы повторяют редакцию 3-го издания.

Глава 19 посвящена организации работ по ревизии и наладке и испытаниям шахтных подъемных установок. Здесь учтен сложившийся в России порядок взаимодействия наладочных организаций с предприятиями, эксплуатирующими шахтные подъемные установки.

Работы по ревизии, наладке и испытаниям должны выполняться в соответствии с инструкциями, устанавливающими требования к организации и безопасному проведению таких работ, утвержденными руководителем наладочной организации.

Порядок оформления наряд-допусков для выполнения работ повышенной опасности осуществляется в соответствии с порядком, действующем на предприятии.

Руководство содержит 11 приложений, в которых приведены технические характеристики оборудования подъемных установок.

Сигнальные экземпляры Руководства были направлены на отзыв в ведущие наладочные и экспертные организации, от которых получены отзывы и предложения. После внесения исправлений Руководство было одобрено Научно-техническим советом Ростехнадзора (протокол заседания от 24 апреля 2014 г. № 2, г. Москва). Письмом Ростехнадзора от 07 мая 2014 г. № 00-04-05/837 Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок, выпущенное издательством Пермского национального исследовательского университета, рекомендовано к применению проектными, эксплуатирующими, ремонтными, наладочными и экспертными организациями на опасных производственных объектах.

Информацию по распространению Руководства можно получить по телефону и факсу (342) 2 198-062 или на сайте <http://www.vetlan.ru>

Список литературы

1. **Федеральные** нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах". Утв. Прик. Ростехнадзора от 19.11.2013. № 550, зарег. Минюстом РФ 31.12.2013, рег. № 30961.
2. **Федеральные** нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых". Утв. Прик. Ростехнадзора от 11.12.2013. № 599, зарег. Минюстом РФ 02.07.2014, рег. № 32935.
3. **Руководство** по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок / сост. В. Р. Бежок, Б. Н. Чайка, Н. Ф. Кузьменко и др. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. 391 с.
4. **Руководство** по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок / под общ. ред. В. А. Корсуна, Г. Д. Трифанова. 4-е изд., перераб. и доп. Пермь: Изд-во Перм. нац. исслед. политехн. ун-та, 2014. 616 с.
5. **Трифанов Г. Д.** Наладка тормозной системы шахтных подъемных установок с помощью аппаратуры "Силькан" // Горное оборудование и электромеханика. 2011. № 12. С. 20—23.
6. **Современные** системы безопасности при эксплуатации действующих шахтных подъемных установок / Г. Д. Трифанов и др. // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2011. № 1. С. 173—188.
7. **Трифанов Г. Д.** Расшифровка и анализ записей регистраторов параметров шахтных подъемных установок: учеб. пособие. Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2009. 154 с.

The New Edition of the Guide to the Audit, Adjustment and Testing Mine Hoist Installations

The possibility of increasing the productivity of the mine hoisting plant, equipped with systems of continuous monitoring of their parameters. Proposal has been implemented in the federal rules and regulations in the field of industrial safety.

Keywords: mine hoisting plant, revision, adjustment

References

1. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti "Pravila bezopasnosti v ugol'nykh shakhtakh"*. Utv. Prik. Rostekhнадзора ot 19.11.2013. N. 550, zareg. Minyustom RF 31.12.2013, reg. N. 30961.

2. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti "Pravila bezopasnosti pri vedenii gornykh rabot i pere-rabotke tverdykh poleznykh iskopaemykh"*. Utv. Prik. Rostekh-nadzora ot 11.12.2013. N. 599, zareg. Minyustom RF 02.07.2014, reg. N. 32935.

3. *Rukovodstvo po revizii, naladke i ispytaniyu shakhtnykh pod'yemnykh ustanovok*. Sost. V. R. Bezhok, B. N. Chayka, N. F. Kuz'menko i dr. 2-e izd., pererab. i dop. M.: Nedra, 1982. 391 p.

4. *Rukovodstvo po revizii, naladke i ispytaniyu shakhtnykh pod'emnykh ustanovok*. Pod obshch. red. V. A. Korsuna, G. D. Trifanova. 4-e izd., pererab. i dop. Perm': Izd-vo Perm. nats. issled. politekhn. un-ta, 2014. 616 p.

5. **Trifanov G. D.** Naladka tormoznoy sistemy shakhtnykh pod'emnykh ustanovok s pomoshch'yu apparatury "Sil'kan". *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika*. 2011. N. 12. P. 20—23.

6. **Sovremennyye** sistemy bezopasnosti pri ekspluatatsii deystvuyushchikh shakhtnykh pod'yemnykh ustanovok. G. D. Trifanov i dr. *Vestnik PNIPU. Geologiya. Neftegazovoe i gornoe delo*. 2011. N. 1. P. 173—188.

7. **Trifanov G. D.** *Rasshifrovka i analiz zapisey registratorov parametrov shakhtnykh pod'yemnykh ustanovok: ucheb. posobie*. Perm': Izd-vo Perm. gos. tekhn. un-ta, 2009. 154 p.

Указатель статей, опубликованных в журнале в 2014 году The Index of Articles Published in the Journal in 2014 Year

ПОДЗЕМНЫЕ РАБОТЫ

Жабин А. Б., Поляков Ан. В., Фомичев А. Д. Расчет шнеко-фрезерного исполнительного органа стволопроходческого агрегата АСП-8,0. № 3.

Жабин А. Б., Фомичев А. Д. Некоторые результаты исследований при эксплуатации стволопроходческого агрегата АСП-8,0. № 7.

Жабин А. Б., Фомичев А. Д. Определение показателей работы шнеко-фрезерного исполнительного органа стволопроходческого агрегата АСП-8,0 при погружном режиме работы. № 8.

Жабин А. Б., Фомичев А. Д. Стволопроходческий агрегат АСП-8,0. № 1.

Князев А. С. К вопросу о совершенствовании конструкций механизированных крепей. № 9.

Мерзляков В. Г., Разумняк Н. Л. Проведение подготовительных выработок на гидрошахтах с использованием тонких струй высокого давления. № 8.

Отроков А. В., Хазанович Г. Ш., Афонина Н. Б. Выбор параметров погружных органов проходческих комбайнов с нагребующими звездами. № 7.

Хазанович Г. Ш., Колесниченко И. Е. Расчет технической производительности шахтных погрузочных машин. № 6.

Хорешок А. А., Маметьев Л. Е., Цехин А. М., Борисов А. Ю. Адаптация узлов крепления дискового инструмента исполнительных органов проходческих комбайнов к монтажу и демонтажу. № 7.

Хорешок А. А., Маметьев Л. Е., Цехин А. М., Борисов А. Ю. Устройства для улучшения процессов зарубки исполнительных органов проходческих комбайнов избирательного действия. № 4.

Юнгмейстер Д. А., Лавренко С. А., Исаев А. И., Максаров В. В., Соколова Г. В., Иванов А. В. Модернизированный комплекс для проходки специальных выработок на шахтах "Метростроя" в сложных горно-геологических условиях. № 4.

ОТКРЫТЫЕ РАБОТЫ

Гузев А. А., Кисляков В. Е. Работа, совершаемая механизмами подъема рукоятки обратной механической лопаты при черпании из-под воды. № 7.

Козярук А. Е., Таранов С. И., Самолазов А. В. Направления повышения эффективности эксплуатации экскаваторно-автомобильных комплексов на открытых горных работах. № 1.

Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Шестаков В. С. Взаимосвязи конструктивных и режимных параметров гидрофицированного рабочего оборудования экскаваторов. № 11.

Хорошавин С. А., Шестаков В. С. Эффективность применения канатно-гидравлического привода рабочего оборудования карьерных экскаваторов. № 11.

Шемякин С. А., Иванченко С. Н., Чебан А. Ю., Белов В. Е. Усовершенствованные рабочие органы одноковшовых землеройных машин для выемки пород. № 1.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Громадский Вик. А. Динамика вращения буровых ставов и рекомендации рациональных режимов бурения станками типа СБШ-250. № 4.

Страбыкин Н. Н. Оптимизация процесса бурения взрывных скважин в многолетнемерзлых сложноструктурных массивах карьеров Севера РФ. № 8.

ГОРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Плютов Ю. А., Харьков А. Г. Повышение эффективности эксплуатации крупногабаритных шин автосамосвалов на карьерах Олимпиадинского ГОКа ЗАО ЗК "ПОЛЮС". № 10.

ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА. АВТОМАТИЗАЦИЯ

Абрамович Б. Н., Сычев Ю. А., Устинов Д. А., Фёдоров А. В., Прохорова В. Б. Современные проблемы и перспективы развития интеллектуализации и автоматизации энергосистем предприятий минерально-сырьевого комплекса. № 9.

Гринберг Я. П., Соловьев В. С. К вопросу о характеристиках привода исполнительных органов угольных комбайнов. № 9.

Козярук А. Е., Жуковский Ю. Л. Система обслуживания электромеханического оборудования машин и механизмов по фактическому состоянию. № 10.

Кузнецов В. Ф. Моделирование полюсного и якорного управления многодвигательным электроприводом механизма поворота экскаватора-драглайна. № 8.

Пеленев Д. Н. Инвариантная токовая защита от однофазных замыканий на землю для электрических сетей 6...35 кВ. № 9.

Сажин Р. А. Алгоритм автоматического управления последовательной передвижкой секций призабойной крепи. № 12.

Сапунков М. Л. Способ контроля сопротивления изоляции в рудничных электрических сетях 6...10 кВ под рабочим напряжением. № 12.

СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ

Ильин С. Р., Василькевич В. И. Анализ влияния геометрических параметров коробчатых проводников на дина-

мические деформационно-прочностные характеристики армировки в условиях износа. № 9, 10.

Панова Н. В. Определение рациональной компоновки ротора высоконагруженных осевых вентиляторов. № 11.

Фурсов Е. Г., Гусев В. Ф. Комбинированная подъемная установка. № 3.

Холодников Ю. В., Таугер В. М., Замаев С. Ю. Совершенствование конструкций осевых вентиляторов главного проветривания шахт. № 9.

РУДНИЧНЫЙ ПОДЪЕМ

Трифанов Г. Д., Микрюков А. Ю. Испытание системы контроля плавности движения подъемного сосуда в шахтном стволе. № 12.

РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ

Алыменко Н. И., Николаев А. В., Каменских А. А., Петров А. И. Результаты математического моделирования смешивания холодного и теплого потоков воздуха в воздухоподающем стволе рудника. № 12.

Алыменко Н. И., Петров А. И., Каменских А. А. Корректировка системы вентиляции центральной части рудника Дехканабадского завода калийных удобрений в связи с окончанием эксплуатационных работ в опытной панели. № 12.

Каменских А. А., Алыменко Н. И., Николаев А. В. Выбор расположения осевых вентиляторов главной вентиляторной установки, обеспечивающих наименьшее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети. № 12.

Николаев А. В. Система кондиционирования шахтного воздуха. № 12.

ТРАНСПОРТ

Забелин В. В., Зырянов И. В. К вопросу о параметрах карьерных автомобильных дорог. № 6.

Сергеев В. В. Классификация питателей для выпуска сыпучих материалов. № 6.

Сергеев В. В., Кусов З. М., Марзоев Т. Ф. Классификация способов и средств борьбы с прилипанием и примерзанием полезного ископаемого в процессе погрузки, транспортирования и доставки. № 8.

Труфанова И. С. Промежуточный привод как средство совершенствования ленточного конвейера. № 6.

Шешко О. Е. Эколого-экономическая оценка современных карьерных транспортных машин. № 6.

РЕМОНТ. НАДЕЖНОСТЬ. ДОЛГОВЕЧНОСТЬ

Андреева Л. И., Давлетшина Д. Р. Анализ систем планово-предупредительных ремонтов: Стратегия профилактики. № 6.

Андреева Л. И., Крагель А. А. Применение антиадгезионных материалов для продления ресурса деталей и узлов горных машин. № 7.

Андреева Л. И., Красникова Т. И., Давлетшина Д. Р., Баранова Е. С. Повышение эффективности ремонтного

производства горного предприятия с учетом результатов аудита. № 4.

Болкисев В. С., Сухов Р. И., Болкисева Ю. В. Вопросы определения продолжительности безопасной эксплуатации карьерных буровых станков после окончания установленного срока службы. № 6.

Коротков В. А., Агафонов Э. Ж., Веснин А. М. Восстановление и упрочнение роторов эксгаустеров наплавкой. № 7.

Прокопенко С. А. Повышение срока службы комбайновых резцов в угольных шахтах. № 1.

Сербин В. М. Влияние конструктивных и технологических параметров спиральных классификаторов на износостойкость их рабочих органов. № 7.

Талеров М. П., Болобов В. И., Чупин С. А. Методика расчета долговечности и установления причины выхода из строя тангенциальных поворотных резцов. № 1.

Хорешок А. А., Богомолов И. Д., Буянкин П. В., Воробьев А. В. Оценка эксплуатационных нагрузок на опорно-поворотное устройство экскаваторов-мехлопат. № 6.

ДРОБИЛЬНО-РАЗМОЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Айбашев Д. М., Кольга А. Д. Снижение нагрузок в шкеловых дробилках путем изменения формы выступов дробящих плит. № 11.

Бибииков П. Я., Бардовский А. Д., Митусов П. Е., Харитонов А. О. Агрегат для переработки слабых горных пород. № 4.

ОБОГАТИТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Иванченко С. Н., Шемякин С. А., Чебан А. Ю. Обоснование параметров бульдозерно-скреперных агрегатов для обогащения золотоносных песков. № 6.

НАУЧНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ

Болобов В. И., Бочков В. С., Чупин С. А., Степанов С. Ю. К влиянию крепости породы на ее абразивные свойства. № 9.

Городилов Л. В. Исследование характеристик двухсторонних гидроударных систем. № 7.

Губанов С. Г., Секретов В. В., Секретов М. В. Анализ динамических нагрузок в приводе вертикальной подачи штрипсового станка. № 3.

Демченко И. И., Плотников И. С. Расчет параметров грохота с канатным движущимся полем. № 10.

Жабин А. Б., Поляков А. В. Математическая модель процесса резания горных пород импульсной струей воды высокого давления. № 10.

Зиборов К. А. Характеристики фрикционной пары "колесо—рельс" шахтного локомотива при кинематических и силовых несовершенствах. № 3.

Зыков П. А. Методика оптимального выбора модели карьерного одноковшового гидравлического экскаватора под заданные горно-геологические и технические условия. № 1.

Ильин С. Р. Динамическая реакция подъемного сосуда на внешние возмущения со стороны смежных звеньев шахтных подъемных установок. № 1.

Картавый А. Н. Моделирование и определение мощности дебалансных вибрационных агрегатов. № 4.

Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Прокопович Г. В., Шестаков В. С. Обоснование рациональных значений динамических параметров породоразрушающего инструмента и горной породы при ударном бурении. № 10.

Сербин В. М. Разработка износостойкой эластомерной композиции для футеровки спиральных классификаторов. № 3.

Сержан С. Л., Медведков В. И. Рекомендации к расчету параметров приводного двигателя грунтозаборного устройства. № 9.

Степанов А. Г. Аварийное торможение подъемных установок сверхглубоких шахт. № 7.

Степанов А. Г. Уменьшение динамических нагрузок при аварийном торможении шахтных подъемных установок. № 3.

Хорешок А. А., Пудов Е. Ю. Проектирование перспективного конструктивного исполнения ковша гидравлического экскаватора схемы "обратная лопата". № 8.

Хорешок А. А., Соколова Е. К., Буянкин П. В. Исследование причин наклона поворотной платформы экскаватора-мехлопаты и оценка их воздействия на нагрузки опорно-поворотного устройства. № 3.

Шемякин С. А., Иванченко С. Н., Чебан А. Ю. Математическая модель для расчета усилия рыхления выемочными машинами мерзлой породы крупным сколом. № 4.

ПОДВОДНАЯ РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Сержан С. Л., Медведков В. И. Особенности энергообеспечения грунтозаборного устройства добычного комплекса для подводной добычи. № 10.

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Жабин А. Б., Аверин Е. А. Совершенствование метода расчета глубины резания материалов гидроабразивным инструментом. № 11.

Жабин А. Б., Поляков А. В. Результаты теоретических исследований процесса резания горных пород импульсной струей высокого давления. № 11.

Мерзляков В. Г. Область применения и методика определения сил резания и подачи на резцовом инструменте гидромеханических проходческих комбайнов. № 11.

Тургунбаев М. С. Особенности разрушения пород, содержащих каменные включения. № 11.

ЭКОНОМИКА

Красникова Т. И., Шибанов Д. А. Расчет норм запасных частей и материалов для экскаваторов, эксплуатируемых на горно-добывающих предприятиях. № 11.

НЕМНОГО ИСТОРИИ

Певзнер Л. Д. Московский горный институт и Уралмаш. № 3.

ИНФОРМАЦИЯ

IV Международная научно-практическая конференция "Техгормет—XXI век": "Пути повышения эффективности технологий освоения месторождений полезных ископаемых". № 3.

Егоров А. Н., Трухнов Л. И., Насковец А. М. Новая линейка самосвалов с электромеханической трансмиссией переменного тока серии БелАЗ-7558 грузоподъемностью 90 т. № 8.

Никитин В. Н., Маслюк В. М., Кураш В. С. Разработка и освоение производства в РФ экономнолегированных высокопрочных сталей для карьерных самосвалов БелАЗ. № 10.

Семко С. Н., Мацуков Е. А. Шарнирно-сочлененные самосвалы "МоАЗ". № 9.

Трифанов Г. Д. Новая редакция Руководства по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок. № 12.

Указатель статей, опубликованных в журнале в 2014 году. № 12.

ТЕМАТИЧЕСКИЕ ВЫПУСКИ

№ 2.

Тематический выпуск, посвященный 100-летию Уральского государственного горного университета

100-летие старейшего вуза Урала

Косарев Н. П. Уральский государственный горный университет накануне столетия

Лагунова Ю. А. Этапы большого пути кафедры горных машин и комплексов

Экскаваторостроение

Шестаков В. С., Хорошавин С. А. Направления повышения эффективности одноковшовых экскаваторов

Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Шестаков В. С. Сравнительная оценка энергетических характеристик карьерных экскаваторов

Буровые машины и оборудование

Савинова Н. В., Шилов В. В., Смирнов Е. И., Абдулкаримов М. К. Влияние эксплуатационных дефектов на несущую способность металлоконструкций буровых вышек

Дробильно-размольное оборудование

Лагунова Ю. А., Жиганов П. А., Червяков С. А. Анализ передвижных дробильных установок по производительности, массе и энерговооруженности

Волков Е. Б., Ляпцев С. А. Экспериментальные исследования процесса грохочения

Стационарные установки

Долганов А. В. Повышение эффективности эксплуатации рудничного водоотлива за счет совершенствования очистки водосборников от шлама

Научные разработки

Лагунова Ю. А., Калянов А. Е. Математическое моделирование элементов гидравлической схемы системы прижатия конусной дробилки

Сотрудничество

Червяков С. А., Суслов Н. М. Сотрудничество кафедры с Уралмашзаводом

№ 5.

Тематический выпуск, посвященный Институту горного дела Уральского отделения Российской академии наук

Представляем организацию

Корнилов С. В., Глебов А. В. Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук

Общие вопросы

Глебов А. В., Репин Л. А. Цена владения — критерий выбора горного оборудования (на примере тяжелых экскаваторов)

Горный транспорт

Гайсёнок И. В., Дюжев А. А., Кочетов С. И., Мариев П. Л., Тарасов П. И., Харитончик С. В. Применение многозвенных автопоездов в горно-добывающей промышленности

Глебов А. В., Лель Ю. И., Глебов И. А. Перспективный сборочный транспорт открытых горных работ

Зырянов И. В., Решетников С. В. К вопросу о выборе вида карьерных автосамосвалов для кимберлитовых карьеров Якутии

Тарасов П. И., Журавлев А. Г., Черепанов В. А., Исаков М. В., Баланчук В. Р., Акишев А. Н., Бабаскин С. Л. Проблемы магистрального транспортирования руды от удаленных кимберлитовых месторождений

Яковлев В. Л., Черепанов В. А. Предложение по применению транспорта с троллейным питанием на Ново-Учалинском месторождении

Буровзрывные работы

Реготунов А. С. К вопросу о разработке рациональных параметров инструмента штыревого типа и его воздействия на породу при бурении взрывных скважин

Шеменин В. Г., Глебов А. В., Сеницын В. А., Ткачев В. Б. Смесительно-зарядные машины для изготовления и зарядки эмульсионных ВВ на карьерах Урала

Сухов Р. И., Болкисев В. С., Реготунов А. С. Выбор направлений совершенствования отечественной буровой техники для проходки взрывных скважин

ДМИТРИЮ АЛЕКСЕЕВИЧУ ЮНГМЕЙСТЕРУ — 60 лет



29 октября исполнилось 60 лет профессору кафедры "Машиностроение" Национального минерально-сырьевого университета "Горный", доктору технических наук *Дмитрию Алексеевичу Юнгмейстеру*.

Окончив в 1977 г. Ленинградский горный институт и получив квалификацию горного инженера-механика, Дмитрий Алексеевич работал в институте "Гипроруда". В 1981 г. он поступил в аспирантуру ЛГИ по кафедре "Горные транспортные машины" и в 1984 г. успешно защитил кандидатскую диссертацию. В 2003 г. им защищена докторская диссертация. С 2004 г. Дмитрий Алексеевич работает профессором кафедры "Конструирование горных машин и технология машиностроения", а с 2012 г. — кафедры "Машиностроение".

За время работы Д. А. Юнгмейстер проявил организаторские способности научного и педагогического работника, под его руководством для ОАО "Апатит", "Метрострой СПб" и других производственных организаций выполнено более десяти научно-исследовательских работ.

Дмитрий Алексеевич Юнгмейстер является крупным специалистом в области теории и эксплуатации горных машин. Под его руководством подготовлено семь кандидатских диссертаций.

В настоящее время Дмитрий Алексеевич является членом двух докторских диссертационных советов, редколлегии журналов "Горное оборудование и электромеханика" и "Мир транспорта", а также НТС ООО "ИЗ-КАРТЭКС им. П. Г. Коробкова", ЗАО "МЕТРОКОН".

Он является автором более 150 научных и учебно-методических работ, в том числе шести монографий, 30 изобретений и патентов. Научные разработки, выполненные под руководством Д. А. Юнгмейстера, отмечены дипломами на открытия и более 10 раз награждались золотыми медалями на международных выставках.

*Коллеги по работе и друзья, научно-техническая общественность
сердечно поздравляют Дмитрия Алексеевича с юбилеем,
желают ему доброго здоровья, новых творческих успехов и благополучия!
Редколлегия и редакция журнала "Горное оборудование и электромеханика"
присоединяются к поздравлению юбиляра.*

ООО "Издательство "Новые технологии", 107076, Москва, Стромынский пер., 4

Технический редактор *Е.В. Конова*. Корректор *З.В. Наумова*.

Сдано в набор 13.10.2014. Подписано в печать 02.12.2014. Формат 60 × 88 1/8. Бумага офсетная.
Усл. печ. л. 5,88. Заказ GO1214. Цена свободная.

Журнал зарегистрирован Федеральной службой по надзору за соблюдением законодательства в сфере массовых коммуникаций и охране культурного наследия. Свидетельство о регистрации ПИ № ФС77-19854 от 15 апреля 2005 г.

Оригинал-макет ООО "Авансед солюшнз". Отпечатано в ООО "Авансед солюшнз".
119071, г. Москва, Ленинский пр-т, д. 19, стр. 1. Сайт: www.aov.ru