1(525) 2016

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

ELECTRICAL ELECTRICAL

EKTR

AUTOMATION AUTOMATYKA

a upont

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining - Informatics Automation and Electrical Engineering

The Scientific Council "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering"

Chairman of the Scientific Board: Stanisław Cierpisz, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)

Secretary of the Scientific Board: Marek Sikora, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)

Members of the Scientific Board
Darius Andriukatis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania)
Naj Aziz, University of Wollongong, Wollongong (Australia)
George L. Danko, University of Nevada, Reno (USA)
Marian Dolipski, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Józef Dubiński, Central Mining Institute, Katowice (Poland)
Horst Gondek, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic)
Stanisław Kozielski, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Constantin Lupu, National Institute for R&D in Mine Safety and Protection to Explosion, Petrosani (Romania)
Bogdan Miedziński, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)
Anatoly Mnukhin, National Academy of Sciences of Ukraine, Kiev (Ukraine)
Yuan Shujie, Anhui University of Science and Technology, Huainan (China)

Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering is edited by the board consisting of:

Editor in Chief – **Marek Sikora** Deputy Editor in Chief – **Piotr Wojtas** Managing Editor – **Marcin Michalak**

associate editors:

Włodzimierz Boroń (technological processes) Janusz Reś (mechanics) Marian Wójcik (power electronics) Marek Jaszczuk (automation) Andrzej Leśniak (applied IT) Stanisław Wasilewski (telecommunications) Marcin Małachowski (safety) Proofreading – Mariusz Pleszak, Barbara Flisiuk Layout – Mariusz Kurpierz



SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL NR 1(525) MARCH 2016

TECHNOLOGICAL PROCESSES MECHANICS POWER ELECTRONICS AUTOMATION APPLIED IT TELECOMMUNICATIONS SAFETY

PROCESY TECHNOLOGICZNE MECHANIKA ENERGOELEKTRONIKA AUTOMATYKA INFORMATYKA STOSOWANA TELEKOMUNIKACJA BEZPIECZEŃSTWO

ISSN 2449-6421

Table of Contents

Artur Dylong

| Monitoring and prediction of methane emission in the longwall and possibilities to control the longwall system | 5 |
|--|----|
| Monitorowanie i prognozowanie wydzielania metanu w ścianie a możliwości sterowania kompleksem ścianowym | 48 |
| Marcin Habrych | |
| Performance of current-voltage converter with amorphous core | 15 |
| Działanie przetwornika prądowo-napięciowego z rdzeniem amorficznym | 58 |
| Zdzisław Krzystanek, Jerzy Mróz, Stanisław Trenczek | |
| Integrated system for monitoring and analysis of methane hazards in the longwall area | 21 |
| Zintegrowany system monitorowania i analizy zagrożenia metanowego w rejonie ściany wydobywczej | 64 |
| Stanisław Jan Kulas, Henryk Supronowicz | |
| Analysis of switching on selected electrical high voltage circuits | 33 |
| Analiza procesu załączania wybranych obwodów elektroenergetycznych wysokiego napięcia | 77 |
| Dariusz Musioł, Artur Pluta | |
| Safety improvement achieved by prevention actions related to aerological hazards - sample cost analysis | 39 |
| Poprawa bezpieczeństwa poprzez działania profilaktyczne związane z zagrożeniami aerologicznymi – przykładowa analiza kosztów | 83 |

Publisher's address: Leopolda 31, 40-189 Katowice, Poland, tel. +48 32 2007 700, 2007 570 fax: +48 32 2007 701, e-mail: ibmiag@ibemag.pl, www.miag.ibemag.pl



ROK LIV

ARTUR DYLONG

MONITORING AND PREDICTION OF METHANE EMIS-SION IN THE LONGWALL AND POSSIBILITIES TO CONTROL THE LONGWALL SYSTEM

Monitoring systems which are applied in mining today are based on solutions developed in 1990s. The knowledge about methane emission from rock mass and goafs, occurring during the longwall-based coal cutting process, has been well systematized. Normally, methane concentration is measured at the face ends. However, in the light of accidents which have happened over the last few years, such a solution does not seen to be sufficient in certain conditions. Extra measurement points inside the longwall make it possible to monitor methane concentration as they enable a faster reaction to methane hazards in this area. What is more, it is possible to have short-term prediction of methane hazards of relatively high accuracy. The paper presents methane hazard monitoring methods that have been used so far. It also describes a proposed system for measuring and predicting methane concentration in the longwall and for using the obtained knowledge about methane concentrations to control the operations of a cutterloader. Finally, the author presented the results of experimental research to illustrate the efficiency of the system.

MARCIN HABRYCH

PERFORMANCE OF CURRENT-VOLTAGE CONVERTER WITH AMORPHOUS CORE

The paper presents and discusses investigated results of metrological characteristics of a new generation of current-voltage converters manufactured with the use of the innovative technology of soft magnetic components. Current and angle errors of the converters together with current and frequency ranges of their work have been identified.

ZDZISŁAW KRZYSTANEK JERZY MRÓZ STANISŁAW TRENCZEK

INTEGRATED SYSTEM FOR MONITORING AND ANALYSIS OF METHANE HAZARDS IN THE LONGWALL AREA

Polish hard coal mines with high methane explosion hazards commonly use systems for automatic monitoring of air parameters. These systems are used by ventilation personnel in preventive actions, simulation tests and designs. The systems work independently and the measurement data, needed for ventilation calculations, are used only off-line and in a small extent. As a result of that, the calculations are conducted on obsolete data and their results are often far from reality. The European project AVENTO dealt with the integration of systems that enable to supply measurement data to calculation programs working in real time mode. The integration enables to observe on-line the changes in ventilation parameters and the level of methane explosion hazard. In addition, it allows to calculate the hazard indicators stipulated by valid regulations, along with the balance of methane which is drained along ventilation paths and pipelines of the degassing system. The paper reports also results of in situ tests of the integrated system.

ARTUR DYLONG

MONITOROWANIE I PROGNOZOWANIE WYDZIELANIA METANU W ŚCIANIE A MOŻLIWOŚCI STEROWANIA KOMPLEKSEM ŚCIANOWYM

Stosowane w górnictwie systemy monitorowania opieraja sie na rozwiązaniach mających swe korzenie w latach 90. XX wieku. Wiedza na temat wydzielania metanu z górotworu i zrobów w procesie urabiania węgla metodą ścianową jest dobrze usystematyzowana. Standardowo pomiar metanu wykonuje się na wlocie i wylocie rejonu ściany. Jednak wypadki, które zdarzyły się w ostatnich latach, sugerują, że w pewnych warunkach takie rozwiązanie nie jest wystarczające. Wprowadzając dodatkowe punkty pomiarowe wewnątrz ściany, uzyskuje się nowe możliwości monitorowania stężenia metanu w postaci szybszego reagowania na zagrożenia metanowe wewnątrz ściany. Uzyskuje się także możliwość krótkoterminowego prognozowania stężenia metanu o stosunkowo dużej dokładności. W artykule opisano propozycję systemu umożliwiającego pomiary stężenia metanu w ścianie wydobywczej, prognozowanie stężenia metanu oraz wykorzystanie wiedzy o jego stężeniach do sterowania pracą kombajnu. Zaprezentowano również wyniki kilku badań eksperymentalnych ilustrujących efektywność proponowanego systemu.

MARCIN HABRYCH

DZIAŁANIE PRZETWORNIKA PRĄDOWO-NAPIĘCIOWEGO Z RDZENIEM AMORFICZNYM

W artykule przedstawiono i omówiono wyniki badań charakterystyk metrologicznych nowej generacji przetworników prądowonapięciowych wyprodukowanych przy użyciu innowacyjnej technologii miękkich części magnetycznych. Określono błędy prądowe i kątowe przetworników wraz z zakresami prądowymi i częstotliwościowymi ich pracy.

ZDZISŁAW KRZYSTANEK JERZY MRÓZ STANISŁAW TRENCZEK

ZINTEGROWANY SYSTEM MONITOROWANIA I ANALIZY ZAGROŻENIA METANOWEGO W REJONIE ŚCIANY WYDOBYWCZEJ

W polskich kopalniach węgla kamiennego o wysokim zagrożeniu metanowym powszechnie stosowane są systemy automatycznego monitoringu parametrów powietrza oraz systemy obliczeniowe wykorzystywane przez służby wentylacyjne w działalności profilaktycznej, badaniach symulacyjnych i pracach projektowych. Systemy te działają niezależnie, a dane pomiarowe, potrzebne do obliczeń wentylacyjnych, wykorzystuje się w niewielkim stopniu, wyłacznie w układzie off-line. W efekcie obliczenia wykonuje się na danych nieaktualnych, a wyniki czesto znacznie odbiegają od rzeczywistości. W ramach projektu europejskiego o akronimie AVENTO dokonano integracji systemów, umożliwiając ciągłe zasilanie programów obliczeniowych danymi pomiarowymi w czasie rzeczywistym. Integracja systemów umożliwia bieżącą obserwację zmian parametrów przewietrzania i poziomu zagrożenia metanowego, a także obliczanie wymaganych przepisami wskaźników zagrożenia oraz bilansu metanu odprowadzonego drogami wentylacyjnymi i rurociągami systemu degazacji. W artykule omówiono sposób integracji, strukturę i ważniejsze moduły oprogramowania oraz wybrane wyniki badań in situ zintegrowanego systemu.

STANISŁAW JAN KULAS HENRYK SUPRONOWICZ

ANALYSIS OF SWITCHING ON SELECTED ELECTRICAL HIGH VOLTAGE CIRCUITS

Physical phenomena occurring in high-current contact systems of electric switches, when switching on unloaded transformers and capacitor banks, are much more dangerous than the phenomena occurring in the contact switch systems installed in other electric power systems. Switching on unloaded transformers may be accompanied by significant over-currents, greatly exceeding the nominal currents of the transformer. Connecting the capacities of capacitor banks causes transients in the circuit, leading to significant, fast over-currents and over-voltages. High-frequency currents may be transmitted by electromagnetic couplings to control circuits and other low-voltage circuits. The subject of the paper is the analysis of transient processes during switching on unloaded transformers and the capacities of capacitor banks. Additionally, the authors assess the impact of the power switching phase in particular circuits on the over-currents which arise there.

DARIUSZ MUSIOŁ ARTUR PLUTA

SAFETY IMPROVEMENT ACHIEVED BY PREVENTION ACTIONS RELATED TO AEROLOGI-CAL HAZARDS – SAMPLE COST ANALYSIS

The article features the characteristics of expenditure incurred by mining companies on occupational health and safety operations. It was indicated that proper measures and methods have to be selected to improve the safety of mining operations. This can be done by proper prevention actions, particularly in the realm of aerological hazards. A typical longwall in a Polish mine was characterized, along with the related prevention actions undertaken to mitigate aerological hazards with a view to achieve safe exploitation of the longwall. Based on the data collected in production preparation and controlling departments, the costs of materials and workdays within the applied prevention actions were estimated. The obtained figures were used to calculate the following: total costs of prevention, percentage indicators of prevention actions costs in the generated income, costs of prevention actions per 1 Mg of extracted coal, and total costs of prevention actions for the analyzed longwall. It was pointed out that work safety should be improved by proper selection of prevention measures.

STANISŁAW JAN KULAS HENRYK SUPRONOWICZ

ANALIZA PROCESU ZAŁĄCZANIA WYBRANYCH OBWODÓW ELEKTROENERGETYCZNYCH WYSOKIEGO NAPIĘCIA

Zjawiska fizyczne zachodzące w wielkoprądowych układach stykowych łączników elektrycznych podczas załączania transformatorów nieobciążonych oraz baterii kondensatorów są o wiele groźniejsze w skutkach niż zjawiska występujące w układach stykowych łączników zainstalowanych w innych układach elektroenergetycznych. Załączaniu transformatorów nieobciążonych towarzyszyć mogą znaczne przetężenia, przekraczające istotnie wartości prądów znamionowych transformatora. Łączenie pojemności baterii kondensatorów wywołuje stany przejściowe w danym obwodzie, prowadzące do znacznych, szybkozmiennych przetężeń prądowych i przepięć. Prądy wysokiej częstotliwości mogą się przenosić przez sprzężenia elektromagnetyczne na obwody sterownicze i inne obwody niskiego napięcia. Analiza procesów przejściowych podczas załączania transformatorów nieobciążonych oraz pojemności baterii kondensatorów, a także ocena wpływu fazy załączania prądu w poszczególnych obwodach na powstające tam przetężenia są przedmiotem artykułu.

DARIUSZ MUSIOŁ ARTUR PLUTA

POPRAWA BEZPIECZEŃSTWA POPRZEZ DZIAŁANIA PROFILAKTYCZNE ZWIĄZANE Z ZAGROŻENIAMI AEROLOGICZNYMI – PRZYKŁADOWA ANALIZA KOSZTÓW

W artykule przedstawiono nakłady finansowe ponoszone przez spółki weglowe na BHP i poprawę bezpieczeństwa pracy. Wskazano na konieczność doboru właściwych środków i sposobów działania w celu poprawy bezpieczeństwa robót górniczych poprzez stosowanie odpowiednich profilaktyk, w szczególności dla zagrożeń aerologicznych. Scharakteryzowano typową w polskim górnictwie ścianę eksploatacyjną oraz prowadzone w niej prace profilaktyczne związane z zagrożeniami aerologicznymi, umożliwiające bezpieczną eksploatację ścianową. Na podstawie danych zebranych w działach przygotowania produkcji i kontrolingu zestawiono koszty materiałów i roboczodniówek w ramach stosowanych profilaktyk. Na podstawie uzyskanych zestawień obliczono koszty całkowite prac profilaktycznych, wskaźniki udziałów procentowych kosztów profilaktyk w uzyskanym przychodzie oraz koszty profilaktyk w przeliczeniu na 1 Mg wydobytego węgla i wskazano całkowity koszt profilaktyk dla przedstawionej ściany. Zwrócono uwagę na konieczność podnoszenia bezpieczeństwa pracy poprzez odpowiedni dobór środków profilaktycznvch.

Monitoring and prediction of methane emission in the longwall and possibilities to control the longwall system

Monitoring systems which are applied in mining today are based on solutions developed in 1990s. The knowledge about methane emission from rock mass and goafs, occurring during the longwall-based coal cutting process, has been well systematized. Normally, methane concentration is measured at the face ends. However, in the light of accidents which have happened over the last few years, such a solution does not seen to be sufficient in certain conditions. Extra measurement points inside the longwall make it possible to monitor methane concentration as they enable a faster reaction to methane hazards in this area. What is more, it is possible to have shortterm prediction of methane hazards of relatively high accuracy. The paper presents methane hazard monitoring methods that have been used so far. It also describes a proposed system for measuring and predicting methane concentration in the longwall and for using the obtained knowledge about methane concentrations to control the operations of a cutter-loader. Finally, the author presented the results of experimental research to illustrate the efficiency of the system.

Keywords: methane concentration monitoring systems, methane concentration prediction, longwall system control.

1. INTRODUCTION

Monitoring methane hazards in the longwall is carried out with the use of stationary methane measurement systems whose sensors are installed at the face ends. This method of monitoring has been used in the mining industry for years [2, 4, 5, 6, 9, 10, 12]. Only in certain cases the monitoring inside the longwalls is used. When analyzing accidents which have happened over the last few years one can observe that it is possible to have an explosive atmosphere in the longwall in spite of the applied ventilation. In certain cases the applied methane protection measures proved to be insufficient as a methane explosion or ignition happened anyway. The applied protection systems are focused on the hazard identification: they detect a gas mixture (with concentration more than 2% CH₄) in the air and react to the hazard by switching off electrical energy as a chief source of the potential initial factor [11, 12, 13]. Unfortunately, such methods do not protect sufficiently against methane explosion hazards. The reason is an insufficient number of sensors as well as the method and places of their distribution.

Most longwalls in Poland are about 250 m long. If methane meters are installed at the face ends and the average air velocity is 1.6 m/s, there is a 2.5 minute delay in the gas propagation along the longwall. If methane is emitted at the face end, we will know about its concentration no sooner than about two minutes later. If the volume of emission is large, methane might not be diluted and then, in spite of real danger, the devices working in the longwall will not be switched off. Therefore it is necessary to consider extra measuring devices in the longwall area so that methane measurements could be carried out as close to the emission source as possible. With more data available, it could be possible to predict methane concentration at the face end and generate a feedback control signal for the cutter-loader. Further in the article the author presented methane measurement systems functioning in today's coal mines as well as the concept of a system which enables to measure methane concentration in the longwall, predict this concentration and use the obtained knowledge to control

the cutter-loader operations. In addition, the article features the results of tests illustrating the emission of methane with the concentration of 5% CH₄ in short-term perspective.

The possibility of short-term prediction was checked by means of an experiment. The experiment was based on installing methane sensors in the excavation and provoking ventilation disturbances in the longwall. Then the achieved results were used for calculations and simulations. In addition, the article features the concept of a system for measuring methane concentration in the excavation.

2. SHORT-TERM PREDICTION OF METHANE CONCENTRATION

In order to conduct experimental research related to methane concentration monitoring and prediction in the longwall area, a testing environment was prepared in a Polish hard coal mine.

Due to the regulations on the use of devices and machines in the conditions of methane explosion hazards [8], it was not possible to extend the functionality of the automatic methane measurement system used in the mine by installing extra methane meters to it. Therefore the experiment was conducted in a relatively short period of time. The longwall area had the following characteristics:

- the exploited bed was classified into the 4th methane hazard category,
- excavations in the longwall area were identified as places with the "c" degree of methane explosion hazard,
- absolute methane-bearing capacity of the longwall was no less than 15 m^3 /min,
- an experimental change in ventilation conditions resulted in changes of the migration of goafs gases towards the excavation,
- a change in ventilation conditions could not have negative impact on the security in the longwall area,
- changes in methane concentration in the longwall area were monitored by the automatic methane measurement system functioning in the mine and by extra individual methane meters installed solely for the time of the experiment,
- extra individual methane meters were located in the area near the goafs and in the cutting zone.



Fig. 1. Diagram of N-2 longwall

Thus, the tests covered the longwall with the area near the goafs. Planned regulations in the sub-networks of particular areas were meant to force the flow of methane from the goafs to the longwall. During the experiments the longwall was not working, therefore there were no changes detected in methane concentration in the cutting zone, which could occur otherwise due to coal cutting and transport. Nevertheless, this situation did not exclude possible changes in methane concentration caused by the migration of gases from the goafs to the zone where the experiment was conducted.

Figure 1 features a diagram of the longwall where the experiment was conducted.

Table 1.

| No | ID | Location | Excavation zone |
|----|--------|---|-----------------|
| 1 | MM148 | N-2 longwall – 10 m from N-2 road | central |
| 2 | AS038 | N-2 road – 150 m in front of N-2 longwall | central |
| 3 | PMM103 | N-2 longwall, sections 82-83 | central |
| 4 | PMM113 | N-2 longwall, sections 137-138 | cutting |
| 5 | PMM120 | N-2 longwall, sections 22-23 | cutting |
| 6 | PMM123 | N-2 longwall, sections 108-109 | cutting |
| 7 | PMM127 | N-2 longwall, sections 52-53 | cutting |
| 8 | PMM112 | N-2 longwall, sections 94-95 | cutting |
| 9 | PMM117 | N-2 longwall, sections 123-124 | near the goafs |
| 10 | PMM121 | N-2 longwall, sections 68-69 | near the goafs |
| 11 | PMM124 | N-2 longwall, section 155 | near the goafs |
| 12 | PMM128 | N-2 longwall, sections 37-38 | near the goafs |
| 13 | MM116 | N-2 longwall – up to 2 m from the crossing with N-3 raise | near the goafs |
| 14 | AS072 | N-3 raise | central |

Methane meters installed in the N-2 longwall area, bed 404/2



Fig. 2. N-2 longwall with extra portable methane meters installed

In the N-2 longwall area the methane concentration level was monitored simultaneously by the following devices: individual PMM-1 methane meters installed before and during the experiments, stationary MM-2 and MM-2PW meters which were the elements of automatic methane measurement, and other devices operating within the SMP-NT/A monitoring system.



Fig. 3. Distribution of stationary sensors in N-2 longwall area during experiments

The selection and location of individual and stationary methane meters are presented in Table 1 and Fig. 2 and 3.

In the case of the N-2 longwall, where the experiment was carried out, the sub-network regulation was based on closing and insulating the air dam of the N-2 incline near the fresh air exit. The experimentation plan assumed the following:

- installation of 10 PMM-1 sensors in the N-2 longwall,
- closing the air dam at the entrance to the N-1 incline,
- complete closing of the dam in the N-1 incline,

- opening the dams in the N-3 road,
- closing the dam in the N-3 road,
- completing the measurements; please note that the emergency stopping of the experiments and closing the dam in the N-3 road were to take place after the increase of methane concentration to 2.0% had been observed,
- return to the original ventilation state.

After the experiment, the portable sensors were uninstalled and the data stored in their memory were saved in text files for further analyses. Figures 4 and 5 features the waveforms of methane concentrations registered by selected sensors.



Fig. 4. Waveforms of changing methane concentrations registered by individual methane meters installed in N-2 longwall area



Fig. 5. Waveforms of changing methane concentrations registered by stationary measurement devices installed in N-2 longwall area

2.1. Prognosis

At the first stage of the analysis a variable correlation matrix was prepared. This way it was possible to answer the question which variables have the biggest impact on the dependent variable.

The dependent variable covered the readings of the MM116 sensor, while the prediction horizon was three minutes. The subject of the prediction was not the exact value of methane concentration but its maximal value which will be registered by MM116 in the period of 3 minutes + 30 seconds.

It is important to note that when the prognostic model was prepared the previous values of the dependent variable were not used, i.e. the values which are already known while generating the prognosis.

Then a ranking of explanatory variables was prepared, i.e. the variables which were used for the prediction. The ranking (Fig. 6) was made according to the absolute value of the correlation coefficient with the dependent variable (the higher is the value, the bigger is the impact of the variable on the predicted value). The ranking is presented in Table 2.



Fig. 6. Correlation matrix of sensors in N-2 longwall (statistically insignificant correlations are marked with X)

Table 2.

| Sensor | Correlation | Correlation strength |
|-------------------|-------------|----------------------|
| PMM120 (longwall) | 0.8769 | very strong |
| PMM123 (longwall) | 0.8660 | very strong |
| PMM103 (longwall) | 0.8576 | very strong |
| PMM127 (longwall) | 0.8328 | very strong |
| PMM121 (goafs) | 0.7860 | strong |
| PMM113 (longwall) | 0.7839 | strong |
| PMM112 (goafs) | 0.7543 | strong |
| TP11 | 0.7055 | strong |
| PMM117 (goafs) | 0.7024 | strong |
| PMM128 (goafs) | 0.6982 | strong |
| AS038 | -0.6942 | strong |
| PMM124 (goafs) | 0.6334 | strong |
| BA13 | -0.5555 | moderate |
| MM148 | 0.3988 | none |
| BA23 | -0.3056 | none |
| TP21 | 0.2665 | none |
| RH12 | 0.2619 | none |
| AS099 | 0.2197 | none |
| RH22 | -0.0234 | none |

Ranking of explanatory variables correlated with respect to MM116 methane meter

Regression rules induction [7] was used as a method to make the prognostic model. This type of analysis is similar to linear regression. However, in regression rules as well as regression trees [1] different linear models are used depending on the values of independent variables. It is worth noticing that time series forecasting method [3] was also used to methane prognosis.



Distribution of prognosis errors (real value minus the predicted one)

Fig. 7. Distribution of prediction errors (real value minus matched value)



Real values vs. values predicted by the model

Fig. 8. Diagram of real and predicted values

 Table 3.

 Assessment of the prognostic model accuracy

| Indicator | Value |
|--|--------|
| Root Mean Squared Error (RMSE) | 0.0213 |
| Relative Root Mean Squared Error (RRMSE) | 0.1103 |
| Correlation | 0.9939 |

Figure 7 presents a sample distribution of prediction errors on the test part of the considered data set, i.e. the part which was not used to determine the rules. It can be seen that the majority of errors are within the range of 0.05% methane concentration, which should be recognized as very promising. The result is confirmed by cumulative indicators of the prediction error, calculated over the whole test set and presented in Table 3. Figure 8 features a diagram of real values and values predicted by the model. The biggest prediction errors were observed at high methane concentration values – about 2.0%. This shows that further research is needed to improve the prediction quality for higher methane concentrations which are the most interesting from the practical point of view.

The conducted experiment shows that methane concentration prediction can be useful information for the cutter-loader operation algorithm or for preventive (not emergency) switch-off of electrical energy.

3. METHANE EMISSION IN THE LONGWALL – CASE STUDY

During the data acquisition conducted to make the prognostic model, there were no massive methane emissions detected in the longwall. To justify the purpose of monitoring methane emission in the longwall, several measurement data sets were analyzed. The data were at the disposal of the mines, the EMAG Institute and the companies maintaining methane measurement systems. The data were anonymous. During this inquiry a few cases were found which illustrate, to a larger or smaller extent, massive emission of methane from the goafs. One of such cases was described below.

Methane emission that can be seen in Fig. 9 was detected in the lower part of the excavation. Apart from typical sensors at the face ends, there were other methane sensors installed on power support sections and near the spill plate of the chain conveyor. Figure 9 features a situation when almost 5%-concentration methane is emitted and how it affects the readings of the methane meter placed at the face end. The MM58 methane meter was installed in the 50th section of the face support, on the level of the chain conveyor support. While the MM59 meter was installed in the longwall, at a distance smaller than 10 m from the crossing with the incline. The air velocity in the longwall was about 1,6 m/s.



Fig. 9. Methane emission in the longwall and its impact on the readings of the methane meter located at the face end

While analyzing the readings of methane meters in the figure it is possible to see that methane concentration close to 5% remained on the MM58 meter for at least 30 s. If, at that time, there was sparking with sufficient energy to cause an ignition, an explosion would certainly happen there. This example confirms that during exploitation works there are local emissions of methane with hazardous concentrations. High methane concentrations occur in places which, normally, are not monitored – these emissions are local. If we counted only on the readings of the methane meters installed at the face end, such emissions could go unnoticed (Fig. 9, MM59 graph).

The presented case shows that it is necessary to monitor methane concentration in the longwall as a supplementary process to the standard monitoring procedure applied in today's mines.

4. LONGWALL MONITORING SYSTEM

4.1. Specification

Analyzing the events that occurred during the operations of longwall systems and the results of the conducted experiments, it can be observed that extra methane meters installed directly in the longwall, as close to the place of methane emission as possible, are the best solution to improve the safety of the area. Depending on their specifics, the meters should be installed in the cross-sectional area of the excavation, under the roof and from the side of the goafs, as it is shown in Fig. 10. Distances between sensors should be below 20 m. If 1,7-metre powered support sections are used, a methane sensor should be installed on every tenth section. Taking into account the results of the experiment described in Chapter 3, it can be observed that extra protection can be provided by predicting methane concentration at the face end and, based on these data, applying certain countermeasures, e.g. switching off the cutter-loader without switching off the chain conveyor.

If there were data available about the cutter-loader position in the longwall and the temporary energy consumption by cutting heads, these data could be used for prediction purposes.. As a consequence, it would be possible to obtain the prognosis of methane concentration at the face end with respect to the cutting speed. With these data one could work out a discrete-time signal. This signal would be sent back to the cutter-loader in order to limit the power and reduce the cutting speed. This would be done if, at current parameters, we knew that methane concentration values were to be exceeded and emergency switch-off of the cutter-loader would be executed. This way it would be possible to increase working fluency of the longwall system and reduce the number of emergency switch-offs.

4.2. System structure

A methane measurement system whose sensors would be installed in the longwall should be treated as supplementary to the existing methane measurement systems. Available computer and measurement technologies allow to develop such a system along with local power supply in the longwall area. Due to the necessity to carry out prediction-related calculations, it is indispensable to use a computer with sufficient computing power. Computers in fire-proof cases, which are currently available on the market, are sure to meet these requirements. If it was necessary to use intrinsically safe systems, there are at least two producers now who are involved in the development of intrinsically safe computers with parameters meeting the requirements. In the case of sensors installed in the longwall there are two solutions to consider. The first one is wire transmission with the use of intrinsically safe transmission lines and the RS-485 interface. Here there are two solutions available, covering both methane measuring sensors with the RS-485 interface and the devices of the RS-485 bus as such. Power supply can be provided to the sensors by means of the same cables (extra power supply conductors). The second solution could be radio transmission with the frequency of 868 MHz or 2,4 GHz. However, power supply to the sensors has to be provided by wires anyway. Battery power supply for methane sensors, even sensors which are based on infrared absorption, will make them last only several dozen hours at a one-minute measurement cycle. Certainly, it is not possible to state now whether any of the above solutions is better.

As far as a wireless system is concerned, power supply to sensors is the issue. Having the power of

127 or 230 V, it is possible to use typical power supply devices with buffers, which will make the devices work when the power is off due to damages or exceeded methane concentrations. The sensors installed in the longwall are connected with each other and send data to the Local Measurement and Control Station by means of the MESH technology (Fig. 12). Here the data from the sensors undergo preliminary processing and then are sent through wires to the District Monitoring Station. This station is responsible for data processing and calculations and for generating the prognosis. The calculation results are sent back to the Local Measurement and Control Station (Fig. 10) and it is not until they get there that a switch off or control signal is generated from this station. The data processed in the District Monitoring Station can be transmitted to the surface to the methane measurement system. In order to provide more secure prognoses, the District Station collects data from the surface part of the methane measurement system. These data are used to verify the generated prognoses.



Fig. 10. Sample distribution of sensors in the longwall

An important issue is access to information about the cutter-loader location and the electrical current consumed by cutting devices. This information can be collected from the cutter-loader control systems – the majority of systems on the market offer such a possibility. If the information cannot be collected, it will not be possible to generate a full prognosis that takes into consideration the cutter-loader operations. The prognosis generated in this case will only allow emergency switch-off of electrical energy (just to stop the cutter-loader), however, the mined rock on the chain conveyor will be transported away. Control signals worked out in the District Monitoring Station should be sent to the cutter-loader controller through the Local Measurement and Control Station. Depending on the adopted solution, these signals can be used as hints for the operator to reduce the cutting speed. They can also reduce this speed automatically informing the operator about the applied blockade.

5. APPLICATION OF PREDICTION RESULTS IN THE CONTROL OF CUTTER-LOADER OPERATIONS

The software installed in the District Monitoring Station collects data from sensors placed in the longwall and connected to the stationary methane measurement system. The system starts working when the data start to be collected. The data stored in the database are used for prediction. First, a model is developed. The prognosis cannot be made until a model of satisfactory quality is developed. If the model meets minimal requirements concerning the prediction quality (the requirements can be quantitatively defined and calculated for the moving time window of a set width, e.g. 1 h), the system proceeds to the prognosis mode (Fig. 11). If the quality of the prognoses drops below the acceptable minimum (Fig. 11), the system tries to make a new model automatically, based on the latest measurement data. Until satisfactory prediction results are achieved, the system works only in the monitoring mode.



Fig. 11. Block diagram of the algorithm for prediction and cutter-loader control

Figure 11 features a block diagram of the cutterloader control algorithm. If the prognosis says about exceeded values of methane concentration or about approaching this level, the value of the so called blockade is calculated. Depending on the prognosis value, the blockade is to slow down the cutting process. The blockade is a discrete-time value, from 1 to 10. The value equal to 1 stands for the smallest slowing down of the cutter-loader, while 10 stands for stopping of the machine. The value of the blockade is sent to the cutter-loader controller where it is entered as an automatic blockade of cutting speed or as a hint for the operator.

6. CONCLUSIONS

With respect to the acquired experience, conducted experiments and the state-of-the-art of available technologies, it can be observed that the solutions and methods that have been applied so far cannot improve significantly the level of security related to methane hazards in the longwalls.

The improvement can be achieved by monitoring methane emission as close to the emission source as possible, i.e. directly in the longwall. This will allow to observe, without unnecessary delay, methane emissions that can increase the hazard level.

The installation of extra sensors and the methods of analyzing measurement data allow to improve the quality of applied security measures. This way we achieve early information whether the boundary values of methane concentration are exceeded. In addition, this information can be used to decide about the intensity of the coal cutting process.

Therefore we are able to state the following:

- methane concentration measurements in many places of the longwall, along with measurements of other ventilation parameters, allow to predict methane concentration at the face end in the time horizon of a few minutes,
- the obtained prognosis can be used for reasoning in methane measurement systems and for controlling the operations of the cutter-loader (reducing the speed of the haulage or, possibly, stopping the cutter-loader) to influence methane concentration at the face end,
- methane measurement in the longwall, as close to the emission source as possible, allows to cut off electric energy in the longwall; this operation protects the area against methane ignition provoked by an electric spark or a spark generated by the working machine parts.

Acknowledgement

This research was partly supported by Polish National Centre for Research and Development (NCBiR) grant PBS2/B9/20/2013 in frame of Applied Research Programmes.

References

- Breiman L., Friedman J.H., Olshen R.A., Stone C.J.: Classification and Regression Trees, Wadsworth, Belmont CA 1994.
- Cierpisz, S., Miśkiewicz, K., Wojaczek, A., Musioł, K.: Systemy gazometryczne w górnictwie (Gas measurement systems in mining), Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
- Dixon W.D.: A statistical analysis of monitored data for methane prediction, Ph. D. Thesis, University of Nottingham, Dept. of Mining Engineering, May 1992.
- 4. Dziurzyński W., Wasilewski S.: Ocena zagrożenia metanowego w rejonie ściany na podstawie czujników gazometrii oraz symulacji komputerowej przepływu mieszaniny powietrza i metanu (Assessment of methane hazard in the longwall area based on gas-measuring sensors and computer simulation of air-methane mixture flow), Przeglad Górniczy 12, 2012 pp. 28.
- Hartman H.L., Mutmansky J.M., Ramani R.V., Wang Y.J.: Mine ventilation and air conditioning, New York, Wiley 1997.
- Klakus J., Krzystolik P.: Rozwój aparatury metanometrycznej na tle zmian przepisów (Development of methane measuring apparatus in the light of changed regulations), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 2, 1985 pp. 27-31.
- Kozielski M., Skowron A., Wróbel Ł., Sikora M.: Regression rule learning for methane forecasting in coal mines. International Conference – Beyond Databases Architectures and Structures, Communications in Computer and Information Science 521, Springer 2015 pp. 495-504.
- Krause E., Łukowicz K.: Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego. Instrukcja Nr 17. Główny Instytut Górnictwa (Regulations of longwalls management in the conditions of methane hazard, Instruction No 17, Central Mining Institute). Katowice-Mikołów 2004.
- Krzystanek Z., Dylong A., Wojtas P.: Monitorowanie parametrów środowiska w kopalniach węgla kamiennego – System SMP-NT (Monitoring of Environmental Parameters in Coal Mine – The SMP-NT System), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 9, 2004 pp. 23-45.
- Noack K.: Control of Gas Emission in Underground Coal Mines, International Journal of Coal Geology 35, 1998 pp. 57-82.
- Trenczek S.: Charakterystyka zagrożeń naturalnych. Monitorowanie, telemetria i narzędzia informatyczne w górnictwie dla poprawy bezpieczeństwa pracy – wybrane zagadnienia (Characteristics of natural hazards. In: Monitoring, telemetry and IT tools in mining to improve work safety – selected issues), S. Trenczek (Ed.) Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice, 2014 pp. 7-29.
- Wasilewski S.: Porównanie systemów monitorowania zagrożeń gazowych i kontroli wentylacji o działaniu ciągłym (Comparison of gas hazards monitoring systems and ventilation monitoring systems), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 344(4/5), 1999 pp. 123-127.
- Wasilewski S.: Gazometria automatyczna (Automatic gasometry). Innowacje dla gospodarki (Innovations for the economy), S. Trenczek (Ed.), Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2010 pp. 141–161.

ARTUR DYLONG, M. Sc Centre of Technology Transfer EMAG Ltd. a.dylong@cttemag.pl

Performance of current-voltage converter with amorphous core

The paper presents and discusses investigated results of metrological characteristics of a new generation of current-voltage converters manufactured with the use of the innovative technology of soft magnetic components. Current and angle errors of the converters together with current and frequency ranges of their work have been identified.

Keywords: amorphous material, current measurement, current-voltage converter, deformed current waveform.

1. INTRODUCTION

Currents measured in primary circuits are the basic source of information on the status of electrical systems. Lack of these data prevents proper control of the operation of any electrical power object and its protection in the event of a failure. Primary current values usually exceed the capabilities of measuring devices therefore it is necessary to use appropriate auxiliary equipment for matching the signals of an acceptable level. Here the most commonly used are current transformers and/or Rogowski coil converters [7, 11, 12]

Power electronic devices are used more and more frequently to control various electrical apparatus and equipment (e.g. electrical machinery powered by frequency converters). Obviously, in such cases it is related to the deformation of current and voltage waveforms. These disturbances have a significant impact on the quality of measurements in electrical power networks. It is particularly important when power and/or energy as well as current and/or voltage are considered operation criteria in automated electrical power system protection measures [1, 4, 5].

The experience shows that errors involved by common current transformers or interference due to the use of Rogowski coils can be quite significant in the case of distorted waveforms [6, 10]. Therefore, it is necessary to look for a suitably designed technical solution or other current transducers (or currentvoltage convectors) to be used where there are a lot of power electronic devices applied that can significantly distort current waveforms due to generated high harmonics. All such converters should be resistant to external interference of electromagnetic fields generated by adjacent current paths. An alternative to traditional current transformers and/or Rogowski coils can be newly developed current-voltage converters with a technologically modified core made of an amorphous material [3, 8].

2. AMORPHOUS MATERIALS

The requirements for current measuring converters refer mainly to the magnetic coil. The exact transformation of signals requires to use materials which have a minimum power loss and maximum magnetic permeability. The applied magnetic materials no longer meet the requirements of users and designers, particularly as far as a broader range of frequency and increased accuracy are concerned.

Now one can distinguish two directions of magnetic materials development. The first one is to improve the properties of commonly used materials, such as Ni-Fe alloys or electrical steel. The iron-nickel alloys can be also doped with other suitable metals. Whereas the second direction is the development of amorphous soft magnetic materials, which are finegrained alloys consisting, in 80%, of metallic elements like Fe, Ni and/or Co. The remaining 20% are nonmetallic elements such as boron B, carbon C, germanium Ge, phosphorus P, or silicon Si. They belong to the group of the so called metallic glasses whose structure is similar to liquid metals. These materials characterized by a metallic bond and are obtained under the process of rapid cooling of a molten alloy which forms an amorphous structure. Due to their thin and brittle structure they are called glassy materials. Their structure does not contain arranged atoms. Therefore, the position and type of alloying elements in the environment of the atom, the number of chemical bonds as well as the distances and angles of the form are various for different positions of the atom [13]. The basic characteristics that determine the usefulness of amorphous materials (produced in the form of tape) in electric and/or electronic power devices are:

- narrow hysteresis loop,
- high resistivity,
- small thickness of the tape.

The narrow hysteresis loop results in small hysteresis losses while the plate thickness of around 0.1 mm produces low eddy current losses. However, the disadvantages of these materials are high hardness and brittleness.

3. INVESTIGATED RESULTS AND DISCUSSION

The objects of the study were current-voltage converters, with amorphous cores, at the turn ratio equal to 1mV/A (as in Fig. 1). Primary winding creates one turn passing through the current transformer (CT) window, whereas the secondary winding of a suitable number of turns wound on the core. The CT terminals S1, S2 are loaded with resistor which decides about the desired value of the turns ratio.. Magnetization characteristics of the applied amorphous material for the core are presented in Fig. 2.

During the test the RMS values (Root Mean Square values) as well as primary and secondary current waveforms were measured and recorded. The effect of the transformation accuracy of the current and angle error was investigated. Current waveforms of different distortions were simulated with various contents of higher harmonics. A simplified scheme of the system for testing the performance of currentvoltage converters is presented in Fig. 3.



Fig. 1. View of the current-voltage converter with amorphous material



Fig. 2. Magnetization curve of the core of the current-voltage converter under test



Fig. 3. Simplified electric scheme of system for testing current converters; 1 – examined current converter, 2 – microprocessor-based signal simulator, 3 – digital recorder

A primary current I_{IN} of a required amplitude and frequency was generated by an OMICRON current source . The secondary waveforms were next registered by means of the SEFRAM recorder. Based on the results of measurements, both current and angle errors were determined. The current errors DI were calculated by comparing the amplitude of the voltage (converted into current I_{OUT}) recorded on the secondary side with the reference amplitude of the generated current I_{IN} :

$$DI = \frac{I_{OUT} - I_{IN}}{I_{IN}} \cdot 100\%$$
(1)

where:

- I_{OUT} RMS current value of secondary side referred to primary winding [A];
- $I_{IN} RMS \ \ value \ \ of \ the \ primary \ current \ set \ in \ the \ simulator \ [A].$

The angle errors were determined by comparing the time of the current zero at both sides of the converter.

Basic research was carried out for the fundamental frequency equal to 50 Hz by changing the RMS value of the primary current up to 1000 A. In addition, the author examined the impact of frequency changes on the accuracy of the transformed current waveform on the secondary side. Selected results of investigations are shown in Fig. $4 \div$ Fig. 9.



Fig. 4. RMS value of IOUT output current (on secondary side) as a function of RMS primary value IIN for frequency equal to 40 Hz and IIN in the range (from 10A to 100 A)



Fig. 5. Current error DI versus IIN (RMS value) in the range from 10 A to 100 A, for 50 Hz frequency



Fig. 6. Angle error DK versus IIN (RMS value) in the range from 10 A to 100 A, for 50 Hz frequency

For the frequency equal to 50Hz and the primary current value (RMS) changed from 10 A to 100 A, all the tested converters preserve linear transformation (see Fig. 4). The registered current waveforms are hardly disturbed which is reflected by low current (\leq 3%) and angle errors (up to 3 degrees), indicated in Fig. 5 and Fig. 6. For higher currents (up to 1000A RMS) both errors are insignificant (DI<2%, DK<0.2°). The study shows that at low frequency of the input signal (from 10 Hz to 50 Hz), the current and angle errors are also low (see Fig. 7÷9).



Fig. 7. Variation of RMS output current IOUT (on the secondary side) versus frequency of the input IIN (primary current) of RMS equal to 50 A



Fig. 8. Current error DI as a function of frequency of sine waveform IIN=50 A



Fig. 9. Angle error DK versus frequency of a primary current (IIN=50 A RMS)

After increasing the frequencies up to 650 Hz it was found out that the transformation linearity of the current-voltage converter with an amorphous core is still maintained. Metrological characteristics of the newly developed current-voltage converters are much better than those of the most commonly used CTs and/or Rogowski coils [2, 9]. This is evident from the comparison of waveforms shown in Fig. 10.



Fig. 10. Output current waveforms at sine input current of (IIN) 10A RMS and 20 Hz; 1 - Rogowski coil, 2 - common current transformer, 3 - current-voltage converter with amorphous core, 4 - input current



Fig. 11. Output current waveforms for input current value equal to 50 A of frequency 20 Hz with imposed 5-th harmonics of magnitude equal to 2A (20%); 1 – Rogowski coil, 2 – common current transformer, 3 – current-voltage converter with amorphous core, 4 – input (primary) current

Analyzing test output waveforms of different transmitters it can be concluded that only an amorphous core converter accurately reproduces the input signal. Both its current and angle errors are the smallest.

Figure 11 shows output current I_{OUT} waveforms for the tested transducers in the case when primary cur-

rent (I_{IN}) is distorted. As it can be seen, the output signal for the amorphous converter is practically identical with the input current waveform, while for the other investigated transmitters the shape deviates significantly.

4. CONCLUSIONS

Based on the obtained results it can be concluded that:

- the current-voltage converter with an amorphous core is linear over the range of studied primary current values (from 1 A to 1000 A),
- the newly developed current-voltage converter performs very well (metrological properties) in a broad range of RMS values of the primary current (from 1 A up to 1000 A) and its frequency (from 10 Hz up to 650 Hz). Current errors are at the level of a few percent, while angle errors do not exceed 6 degrees,
- the demand for this type of amorphous currentvoltage converters is particularly high in measurement and protection systems with significantly deformed current waveforms.

References

- Habrych M., Macierzyński D., Morawiec M.: Optymalizacja konstrukcji przetwornika prądowo-napięciowego z rdzeniem amorficznym (Optimizing the structure of current-voltage converter with amorphous core), Proceedings of 19th Scientific Symposium SEMAG, s. 114-124, 2013
- Gacek A., Książek L., Wlazło P.: Data transmission from electronic current transducers to a process bus in the IEC 61850 standard, Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering 4(524), 11-15. 2015
- Luciano B.A., Inacio R.C., Silva P.D.E., Guerra F.D.F., Freire R.C.S.: Performance of Single Wire Earth Return Transformers with Amorphous Alloy Core in a Rural Electric Energy Distribution System, Materials Research 15 (5), 801-805, 2012

- Miedziński B., Dzierżanowski W., Habrych M., Nouri H.: Wyniki badań zachowania się nowego czułego zabezpieczenia ziemnozwarciowego z czujnikiem Halla (Performance of ground fault protection using Hall sensor under real conditions of operation), Polish Journal of Electrical Review 86 (7), 181–183, 2010
- Miedziński B., Pyda D., Habrych M., (2012). Selection of Energizing Quantities for Sensitive Ground Fault Protection of MV Electric Power Networks, Electronics and Electrical Engineering 7 (123), 109–112, 2012
- Piwowarczyk J., Pacholski K.: Utilization of Levenberg-Marquardt's Method for Identification of the Electronic Current Transducer with a Hall Effect Sensor in a Feedback Loop, Metrology and Measurement Systems 15 (1), 91-103, 2008
- Rafajdus P., Bracinik P., Hrabovcova V.: The Current Transformer Parameters Investigation and Simulations, Electronics and Electrical Engineering 4 (100), 29-32, 2010
- Stupakov O., Svec P.: *Three-Parameter Feedback Control of Amorphous Ribbon Magnetization*, Journal of Electrical Engineering 64(3), 166-172, 2013.
- Szkółka S.: Coreless coil AC transducer, Mining Informatics, Automation and Electrical Engineering 3(523), 92-98, 2015
- Szkółka S.: Mechanizm indukowania się napięć pasożytniczych w cewkach Rogowskiego (Mechanism of false signals generated in Rogowski coil), Polish Journal of Electrical Review 88(10A), 59-63, 2012
- Szkółka S., Wiśniewski G.: Cewka Rogowskiego jako nowoczesny element do monitorowania przebiegu prądu (Rogowski coil as a modern sensor for monitoring current), Polish Journal of Electrical Review 1, 131-135, 2009
- Liu Y., Lin F., Zhang Q., Zhong H.: Design and Construction of a Rogowski Coil for Measuring Wide Pulsed Current, IEEE Sensors Journal 11 (1), 123-130, 2011
- Wang A., Zhao C., He A., Men H., Chang C., Wang X.: Composition design of high B-s Fe-based amorphous alloys with good amorphous-forming ability, Journal of Alloys and Compounds 656, 729-734, 2016

MARCIN HABRYCH, Ph.D.

Department of Electrical Power Engineering, Wrocław University of Technology Wyb. Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław, Poland marcin.habrych@pwr.edu.pl

Integrated system for monitoring and analysis of methane hazards in the longwall area

Polish hard coal mines with high methane explosion hazards commonly use systems for automatic monitoring of air parameters. These systems are used by ventilation personnel in preventive actions, simulation tests and designs. The systems work independently and the measurement data, needed for ventilation calculations, are used only off-line and in a small extent. As a result of that, the calculations are conducted on obsolete data and their results are often far from reality. The European project AVENTO dealt with the integration of systems that enable to supply measurement data to calculation programs working in real time mode. The integration enables to observe on-line the changes in ventilation parameters and the level of methane explosion hazard. In addition, it allows to calculate the hazard indicators stipulated by valid regulations, along with the balance of methane which is drained along ventilation paths and pipelines of the degassing system. The paper reports also results of in situ tests of the integrated system.

Keywords: methane hazard, ventilation, methane forecasting.

1. INTRODUCTION

Natural hazards [22], particularly those which are related to ventilation [18], are the main source of risks for coal mining. The most dangerous one are methane explosion and coal dust explosion hazards [10], as well as spontaneous fire hazards [20, 22]. The seismic activity of the rock mass has a serious impact on the level of ventilation hazards [2, 11, 24]. In many Polish mines, seismic and ventilation-related hazards occur simultaneously and create a system of interacting associated hazards. In order to have safe and efficient mining exploitation, it is necessary to implement efficient prevention, i.e. early identification and dealing with hazards. Such operations, apart from good knowledge of the current state of the ventilation system, require the ability of predicting the level of hazards in a long [16] and short term [5, 18]. This way the adopted prevention actions can be more efficient and hazardous events can be avoided with higher probability.

In the Polish coal mining sector all natural hazards, their systematic monitoring and routine procedures of hazards assessment are described in the form of a law binding on all mines [29]. The level of ventilation hazards in mines is monitored by continuously developed monitoring systems [2, 8, 23, 27] which ensure on-line measurement of most important air parameters in excavations (air flow velocity, temperature, pressure, concentration of gases) and give signals whenever the accepted levels are exceeded. Programs to calculate ventilation parameters are used for assessing the risk resulting from hazards and while planning prevention actions by the mine personnel [6, 7, 21, 25]. These programs use off-line measurement data from monitoring systems. The data are supplemented by the results of manual measurements. However, the practice shows that the employed methodology does not bring satisfactory results. The basic reason is a particularly work- and time-consuming procedure to complete the measurement data. Thus all analyses and simulation tests related to risk assessment are made with certain delays and the presented data are often obsolete.

In order to get rid of these disadvantages, the AVENTO project was launched - Advanced Tools for Ventilation and Methane Emissions Control. The project was co-financed by the European Coal&Steel program. Its objective was to develop methods and tools that would allow to integrate environmental monitoring systems used in mines with a number of computer programs, either existing, improved or developed within the project to be used by ventilation personnel. These tools should enable them to analyze the mine ventilation system in operations related to on-line monitoring of the ventilation state, methane and fire prevention and in crisis situations. The main idea of the research was to improve simulation mechanisms of the ventilation network and to develop a reliable mechanism that would allow the ventilation analysis programs to access the data base of the environment monitoring system. The research made it possible to monitor the changing state of hazards and the parameters of the ventilation network in real time. The project assumptions, along with interim results of research, were consulted with the representatives of the ventilation personnel of mines for which the developed tools were intended.

The article features the results of works conducted in the EMAG Institute within the AVENTO project. The works were conducted in the following two aspects:

1. To modify the system for ventilation calculations and for monitoring the state of the ventilation network with a view to enable their co-operation in real time mode.

2. To implement methane balance functions which enable to asess the level of the methane hazard in longwall areas with respect to methane drainage efficiency.

The project included also the research works on short-term forecasts of methane hazard with use of machine inference. The results of the research works are a subject of a separate publication.

2. MINE ENVIRONMENT MONITORING AND VENTILATION CALCULATIONS IN POLISH MINES – STATE OF THE ART

2.1. Monitoring environmental parameters

Ventilation in Polish mines is monitored by different systems provided by different companies (EMAG, HASO, MICON, Carboautomatyka) [2]. Though these systems apply different technological solutions, their functional structures are, in fact, similar and comprise the following basic elements (Fig. 1):

- measuring sensors,
- transmission and power supply system,
- data archiving block,
- visualization and alarming block at the safety operator's stand.



Fig 1. System for monitoring ventilation environment of a mine – functional diagram

The selected measurement data go to the operators' stands of the mine specialized departments. One of the most important departments that uses these data is the Ventilation Department.

Systems for monitoring methane hazards have the following basic functions:

- on-line measurement of methane concentration and other air parameters in excavations and pipelines of the methane drainage system;
- monitoring the state of ventilation equipment (air dams, fans) as well as selected machines and devices which are important in terms of safety;
- automatic switch-off of underground machines and devices when admissible values of methane concentration are exceeded;

- data visualization in the supervision stand, warning alarms when admissible values of the measured parameters are exceeded;
- archiving and reporting aboutmeasurement data and events.

An example of a system for monitoring environmental parameters is the SMP-NT system which has been developed and updated since 1990s. The system is now used in the majority of hard coal mines in Poland, it also operates in Ukraine and Belarus [14,23]. Its structure and principle of operation are presented in Fig. 2.



Fig. 2. SMP-NT system for monitoring environmental parameters

The SMP-NT system, just like similar systems offered by other companies, has a star-shaped arrangement of devices which allows remote supply of measuring devices from the surface. Such a solution has a clear advantage, i.e. the operations of the system are maintained in emergency and crisis situations when the underground electrical power grid is switched off, for example due to exceeded methane concentration values. Most coal mines in Poland exploit coal beds with high methane content. Therefore methane sensors are the most numerous measuring devices under the ground. Other frequently used sensors are air- flow and carbon oxide sensors which are used in fire prevention. Air temperature and humidity sensors, carbon dioxide sensors and sensors for measuring gas impurities are slightly less common. Recently, absolute pressure meters have been installed more and more often in the nodes of ventilation networks. Their usage is very important from the point of view of accuracy and reliability in the calculation of air distribution.

Apart of analogue values, SMP-NT monitors the state of many bi-stable sensors (e.g. state of ventilation equipment). In addition, it can perform bi-stable control of devices which are used for automatic switch-off of machines and devices and can signal hazardous states. The states of all sensors, both analogue and bi-stable ones, are monitored and registered in the archives of SMP-NT, with the sampling period of two seconds.

2.2. Ventilation calculations

For calculation purposes the network is described by a model in the form of a graph with determined air-flow directions. The model is composed of N nodes and M edges (branches). The branches represent all kinds of ways along which the air can flow. The nodes are connections between the air-flow ways. Each branch has a parameter assigned - air resistance [15, 28] which represents the impact of friction that the flowing air has to overcome. The resulting pressure drops are overcome by ventilators which produce pressure whose value ensures the required air distribution. Apart of mechanical depression in branches, produced by the ventilators, natural depression is generated whose volume depends on the air temperature and position heads of the branch nodes.

In order to calculate air distribution in the mine ventilation network, a non-linear set of equations is used. The equations express the law of conservation of mass and energy, known as Kirchhoff's law. These are the following:

1. Nodal equations:

$$\sum_{i=1}^{N} b_{ki} \cdot q_i = 0 \quad [m^3/s] \qquad k = 1, 2, ..., P - 1$$
(1)

2. Loop equations:

$$\sum_{i=1}^{N} c_{ji} \cdot \left(H_i - R_i q_i^2 \operatorname{sgn} q \right) = 0 \quad [Pa] \qquad j = 1, 2, ..., M \quad (2)$$

where:

| Ν | number of branches; |
|------------------|---|
| Р | number of nodes; |
| M = N | -P+1 – cyclomatic complexity of the graph |
| | which maps the ventilation network; |
| b_{ki}, c_{ki} | - elements of a nodal-branch matrix and |
| | a loop matrix which describe the to- |
| | pology of the ventilation network; |

- *H_i* sum of natural and mechanical depression in the i-th branch;
- R_i air resistance of the i-th branch;
- q_i volumetric rate of airflow in the i-th branch.

The parameters of a model of a ventilation system have been changing in time and therefore such programs are activated at intervals in order to conclude if the conditions of a safe mining are still observed. Determining a new state requires a contribution to be prepared in a form of corrected parameters of the ventilation system to be made as a rule on the basis of measurements carried out by means of hand-held instruments and/or the measuring data of gasometric system loaded to the ventilation calculation system by off-line method. Thanks to integration of the ventilation model and the gasometric system, the model of the ventilation network can be corrected on an ongoing basis, extremely after all readouts of sensors of the gasometric system. Such a quasi-dynamic method allows us to obtain a record of the whole process of transition of the ventilation system from one state (the old one) to a new one (the current state).

Ventilation networks of today's Polish mines have very complex structures. They consist of several hundred branches and nodes. Each change in this structure or in the network parameters requires to conduct air quantity measurements, update the model and recalculate the network. The majority of programs for ventilation calculations, employed to solve the equations of the model, make use of an iterative algorithm by Hardy Cross [3, 28].

There are a number of ventilation management programs that are used in Polish mines, for example: AERO (Silesian University of Technology and IFK company), Ventgraph (Strata Mechanics Research Institute of the Polish Academy of Sciences) and AutoWENT (Wrocław University of Technology) [27]. In the carried out research the AERO program was used. Contrary to other programs, it provides a complex approach to the calculation and documentation aspect, operates quickly, has a user-friendly interface, and is in compliance with Polish standards.

AERO is responsible for the management, calculation and balance of air distribution in the mine ventilation network. It enables to model changes, conduct simulations and document the network parameters. It co-operates with spatial schemes and canonical schemes of the mine in the AutoCAD environment. In emergency situations the program enables to identify hazardous zones with dangerous gases (e.g. CO, CH₄) and provides a list of endangered branches and observation points. It is also possible to have automatic calculation of the network based on the readings of sensors located in the hazardous zone. The system comprises two basic modules – Standard Data Input Program and Graphical Module working in the AutoCAD environment. The basic element of the former module is a proper calculation program wchich solves the model (equations) by algorithms based on the above mentioned Hardy Cross method. The parameters which are indispensable for the program to work are entered into the following tabs:

- Nodes spatial co-ordinates and air parameters in the nodes of the mine ventilation system,
- Fans working parameters of fans; each of them has its own characteristics which can be edited and displayed in the form of a chart; in addition, it is possible to calculate the coefficients of the polynomial which determines the characteristics of the fan,
- Branches recording the mathematical model of the mine ventilation system; the model defines the structure and parameters of ventilation connections between particular nodes.

The AERO interface is supplemented with a dedicated graphical editor which uses the data recorded in the numerical part and maps these data onto the frame of the spatial scheme. This way it is possible to view the structure of the mine (canonical and spatial scheme) in AutoCAD. With the use of a graphical editor it is also possible to modify the mine structure and change the parameters of the ventilation network. After the changes are made, the program recalculates the whole ventilation network and updates the values of displayed parameters on the scheme.

3. INTELLIGENT INTEGRATED MONITORING SYSTEM

3.1. System functions

A standard monitoring system (e.g. SMP-NT which we used) has a number of functions which are needed by the system administrator. However, the most important, basic function of the system is limited to measurements. A similar situation occurs with AERO. Based on the data obtained by the system, the administrator cannot monitor on-line the specific parameters of the ventilation network that impact the analysis and assessment of hazards, particularly the methane hazard.

SMP-NT and AERO, presented in the previous chapter, perform a number of tasks related to monitoring. To be more precise, SMP-NT enables on-line monitoring and visualization of currently measured quantities. AERO, in turn, presents a static scheme of the ventilation network after it is supplied with historical data. Therefore, in fact, the assessment of the methane hazard comes down to the following:

- ensuring automatic switch-off of current when critical values of methane concentration are exceeded on any sensor (SMP-NT),
- alarming when the values of any monitored parameter (e.g. anemometer, dam opening/closure sensor) are incorrect (SMP-NT),
- regular (usually conducted once every few days) analysis of gases and air distribution in the bed (AERO).

The integrated monitoring system, developed within the project, not only allows to supply the AERO system with the current data coming on-line, but also to provide two-way communication between SMP-NT and AERO. In addition, it exceeds the functionality of SMP-NT by the possibility to analyze trends and predict methane concentration values (as well as readings of any other sensors) by means of two computational intelligence methods [12, 17, 19]. Thus the developed system has the characteristics of both a measuring and IT system [1, 4].

3.2. System structure

The functional diagram of the new system is depicted in Fig. 3. In comparison with the structure from Fig. 2, the new one contains an extra program block (6) which is responsible for network-form calculations, methane balance analyses and short-term prognoses about the changes in the methane hazard status.

The block (6) is supplied on-line by measurement results from the sensors of the environment monitoring system by means of a central data base, developed during the research, and a communication protocol. In practice, it means that programs, which make up the analysis block, work all the time on updated and current data. The results of measurements and analyses, along with current measurement data, are basically intended for the mine ventilation personnel. They can also be used in the on-line mode to produce warning signals at the operator's stand.

3.3. Analysis block of the ventilation environment

The diagram of data flow in the integrated monitoring system is shown in Fig. 4.

The basis of the block operation is the integrated database. The objective of the base is to integrate and provide access to measurement data which come from different monitoring systems (particularly from SMP-NT) The database is updated according to the sampling times of the environment monitoring systems. The data integration is based on assigning the data to a certain place in the mine (e.g. one excavation) and artificial unification of sampling time. The integration related to a place is based on the unification of the mine structure terminology and the places where sensors are installed, i.e. the places where the measurements come from. Thanks to a pre-defined set of dictionaries (defined while a successive system is connected to the data base) it is possible to unify the names of roads, excavations, etc., as they may often have different names and identification symbols in different systems. The artificial unification of the sampling time can be described with the following steps. One full measurement vector of the data base can be accessed from the outside. The vector contains all measurement results stored in the base. The vector is updated (and can be accessed) in compliance with the shortest sampling time. For example, if the given methane sensor (e.g. MM116) has the shortest sampling time (e.g. 2 seconds), then the cycle in which the vector can be accessed for further analysis is 2 seconds as well. Obviously, the measurements coming from sensors with longer sampling times will be changing in the accessed vector every few cycles.



Fig. 3. Functional diagram of integrated system for environmental monitoring and ventilation calculation



Fig. 4. Block diagram of software layer of the analysis block

Apart of on-line work, another method was employed to give access to source data. According to the method, databases are supplied with archived data once and then these data are recreated in simulation conditions. Thus it is not necessary to be connected on-line to the system working in the mine. This enables to recreate the courses of measured parameters, thus it provides a full-scale simulation of the real monitoring system operations, in compliance with the real changes in the object state parameters. This method was used during the research part of the project.

3.4. Ventilation network calculation module with on-line measurements

The main element of the module is a modified AERO program, including a configuration part, an editor and a graphical user interface. The package was supplemented to collect information directly from the integrated measurement data base. This feature ensured on-line up-date of the mathematical model of the mine ventilation structure in a real time.

To be more precise, the mathematical model is recalculated according to the time interval defined by the user. As the mathematical model is based on average measurement data, during the model recalculation the average values of the latest measurement data are taken into account. Thus the recalculation requires that values of two parameters should be given: the frequency of the model recalculation and the width of the measurement window wchich selects the values to be averaged.

During the research it was found out that in spite of a high degree of complexity in the modern mines ventilation networks, which comprise several hundred excavations, and in spite of time-consuming ventilation calculations, the applied integration mechanism and the proposed modifications to the AERO program enable to recalculate the whole network in a relatively short time of a few seconds. In practice, except of crisis situations, it is not necessary to recalculate the whole network that often. Therefore the integration mechanism gives a possibility to define time parameters of the module and the aggregation (averaging) method of data which are supplied to the ventilation calculations module.

Thanks to the use of an intermediary element, the data source for a new version of the AERO program can be any measurement system which supplies the integrated database.

3.5. Methane balance module for the longwall area

Mostly, methane can be found in mines in the longwall areas [13, 26]. Methane emitted from solid coal, broken and transported coal and from goafs is

transported with the ventilation air to the upcast shaft. The mines which exploit coal beds with high methane concentration use an extra method of eliminating excess methane from the longwall area, i.e. they use methane drainage systems with drainage holes and pipelines which transport methane straight to the surface, omitting the ventilation system. Within the conducted research there was software developed which enabled to determine the current volume of gas emitted in the longwall area on the basis of the data (provided by the integrated database) about methane concentration, air velocity in excavations and parameters of the air-methane mixture in the methane drainage pipelines.

In order to determine methane-bearing capacity, i.e. the volume of methane emitted in the area, the mining industry in Poland applies a method developed in the Experimental Mine Barbara [13]. The method uses the averaged values of methane concentration and air velocity for calculations. The methanebearing capacity of the longwall area is characterized by the following:

- 1. Ventilation methane-bearing capacity (M_{VM}) difference between the volume of pure methane measured in the outflow air current and the volume of methane that flows into the longwall area.
- Absolute methane-bearing capacity total volume of methane emitted to the ventilation air and the methane drained by the pipelines of the methane drainage system.
- 3. Criterial methane-bearing capacity (M_{CM}) maximum absolute methane-bearing capacity which takes into account uneven emission of methane at which the admissible values of methane concentration in the return air current are not exceeded.

Based on the above it is possible to determine the following parameters. Absolute criterial methanebearing capacity is the maximum value of absolute methane-bearing capacity for the given ventilation conditions and for the methane-drainage efficiency at which methane content in the used air flow does not exceed the admissible value. The adopted measurement unit is m³/min. The efficiency of methane drainage is the percentage of drained methane, calculated in relation to absolute methane-bearing capacity. The developed software compares the value of ventilation methane-bearing capacity with the value of M_{CM} and the methane-drainage efficiency with the efficiency assumed in the design of the longwall. Methane hazard assessment is carried out based on the methane hazard indicator $k_{H}(3)$ and the indicator of the methane-drainage efficiency k_E (4). Methane hazard levels are determined in compliance with Tables 1 and 2.

$$k_H = \frac{M_{VM}}{M_{CM}} \tag{3}$$

where:

 M_{VM} – ventilation methane-bearing capacity [m³/min],

 M_{CM} – criterial methane-bearing capacity [m³/min].

$$k_E = \frac{E_{DE}}{E} \tag{4}$$

where:

 E_{DE} – calculated methane-drainage efficiency [%],

E – assumed methane-drainage efficiency [%].

Table 1.

Degrees of methane hazard calculated depending on the value of $k_{\rm H}$ indicator

| k _H | Degree of methane hazard | | |
|----------------|--|--|--|
| ≥ 1,0 | Dangerous longwall, very high methane hazard | | |
| [0.8;1.0) | High methane hazard | | |
| [0.5;0.8) | Moderate methane hazard | | |
| [0.2;0.5) | Low methane hazard | | |
| < 0.2 | No hazard | | |

Table 2.

Degrees of methane hazard calculated depending on the value of $k_{\rm E}$ indicator

| k _E | Degree of methane-drainage efficiency | |
|----------------|---------------------------------------|--|
| ≥ 0.5 | High methane-drainage efficiency | |
| [0.3;0.5) | Medium methane-drainage efficiency | |
| < 0.3 | Low methane-drainage efficiency | |

Depending on the achieved indicators, decisions are made to reduce the methane hazard to the admissible level (by regulating the ventilation network, reducing the mining speed, increasing the methanedrainage efficiency, etc.).

4. SELECTED RESULTS OF THE INTEGRATED SYSTEM TESTS

4.1. Calculating the ventilation network after changes in air flow

The tests of the ventilation network parameters were conducted on the basis of measurement data registered during a ventilation experiment in the N-2 longwall area. The diagram of the longwall, made with the use of the AERO program, is presented Fig. 5. The objective of the tests was to confirm the accuracy of the mechanism which integrates monitoring systems and ventilation calculations. Particularly, it was intended to check whether is it possible to fulfill time conditions necessary for the systems to co-operate in real time in the conditions of significant air distribution changes.

The N-2 longwall was ventilated with the use of the Y method by means of the main fresh air stream

flowing along the N-2 road and an auxiliary stream supplied to the face end along the N-3 road. The air distribution in the area was regulated by air dams T1, T2, T3 and T4. In the normal state, before the experiment began, the T1 dam was open while the remaining dams were closed.

The area was equipped with a standard set of stationary measuring devices which were in compliance with valid regulations. For the time of the experiment, this set was supplemented with extra sensors, i.e. absolute pressure and air velocity sensors, which were installed in the excavations (inlet, outlet, fresh air supply). Additionally, a methane drainage parameters sensor was installed in the main pipeline that transports methane from the rock mass and goafs.

Due to security reasons, the experiment was conducted when no mining operations were under way. The idea of the experiment was to invoke some ventilation disturbances in the area by means of changing the locations of the dams T1 and T3. The experiment comprised the following stages:

- 1. State I (starting point) T1 open, T3 closed.
- 2. State II (less air supplied to the area) T1, T3 closed.
- 3. Return to the starting point.
- 4. State III (change in the proportion of air streams supplied to the longwall) T1, T3 open.
- 5. Return to the starting point.



Fig. 5. N-2 longwall area during the ventilation experiment

Before and during the experiment there were some air flow measurements made manually in several important spots of the area.

The closing of the T1 dam (State I) resulted in significant changes in air output in the excavations of the area. In addition, the air current got reversed in the N-12a uphill drift due to self-opening of T4, while the air flowed through N-12a to the N-1 incline. This fact was confirmed by measurements conducted with a portable anemometer. The invoked changes were accompanied by transitional states with a significant amplitude and duration. Figure 6 features the waveforms of air velocity registered during the experiment.

The actual research works were carried out in a computer laboratory with use of an archive of a mining monitoring system which served – as shown in Fig. 3 – as a source data base for simulation of real courses by means of a program which was especially designed for this purpose. The program loaded successive archived data with a sampling period of 2 seconds, identically as has been used in the mining system. The results confirmed correctness of the solution which was developed within the scope of the project.

Table 3 features averaged values of air flow in most important branches of the area, calculated by the AERO program for the initial state and during regulating operations. In the analyzed case, the recalculation of the ventilation network was carried out just in 4 seconds. This time is enough even when it is necessary to conduct simulations during rescue operations.



Fig. 6. Air flow velocity in the N-2 longwall area during ventilation changes

Air output in selected branches of the N-2 longwall area

| Branches | Characteristics | State I T1 open T3 closed [m³/min] | State II T1, T3 closed [m ³ /min] | State III T1 open T3 closed [m³/min] |
|----------|---------------------------|--|--|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 337-544 | Flow into the area | 3237 | 1377 | 3127 |
| 544-357 | | 2297 | 773 | 2160 |
| 544-535 | | 940 | 604 | 967 |
| 380-343 | Supply stream | 1153 | 493 | 564 |
| 343-388 | Excavation | 1153 | 493 | 564 |
| 357-388 | Fresh air supply | 970 | 560 | 1142 |
| 380-550 | Lateral current | 173 | -280 | 454 |
| 388-589 | Face end | 2123 | 1053 | 1706 |
| 589-535 | | 876 | 563 | 928 |
| 589-512 | Flows out of the longwall | 1248 | 489 | 778 |

4.2. Simulation of methane distribution in places with higher methane concentration

Simulations of a significant impact of methane emission in a longwall face and observation of a flow way of gas along the workings of the ventilation system have been the one of elements of the research works. The effect has been obtained by introducing a virtual source of methane emission into a longwall face, which caused increasing in CH4 concentration up to 10%.

After the simulation was launched, the program, in a time imperceptible to the user, generated a hazardous zone, i.e. identified the path of the mixture with increased methane content from the place where it flows into the upcast shaft (yellow color) and marked the locations of the so called observation spots (methane sensors) (Fig. 7) marked with the letter P. The endangered branches and observing methane sensors are marked automatically with a different colour. At the arrows showing a flow direction the program gives the values of the air flow volume and percentage values of methane concentration (green colour). In the integrated system the simulation is activated automatically by a methane sensor located at the longwall face area when the allowable values of methane concentration are exceeded. Similar simulations can be conducted for other gases, e.g. CO, CO₂, smoke.

Table 3.



Fig. 7. Simulation of methane outflow in the N-2 longwall (red arrows mean fresh air)

4.3. Determining coefficients of methanebearing capacity in the longwall area

Within the conducted research there were some procedures implemented to calculate the coefficients of methane-bearing capacity on the basis of current values of sensor readings. Figure 8 features a window of this part of the application which is responsible for determining methanebearing capacity coefficients of the longwall area. The values of the coefficients can be calculated online or on the operator's demand.



Fig. 8. Window featuring methane-bearing capacity balance of the longwall area

The left side of the window contains current readings of sensors based on which the calculations are done. The right side presents daily charts of the assumed and real efficiency of methane drainage (upper chart) as well as ventilation methane-bearing capacity (M_{VM}) and criterial methane-bearing capacity (M_{CM}) – lower chart. In the right bottom part of the window the program gives current and daily values of M_{VM} and M_{CM} . On this basis the values of the indicators (3) and (4) are calculated in accordance with Tables 1 and 2. Information about the values of (3) and (4) can be returned on-line to the SMP-NT system or any other supervision system.

5. CONCLUSIONS

In order to carry out complex assessment of the ventilation state and methane hazard in the longwall area it was necessary to develop new calculation procedures or modify the existing ones, including:

- calculating current changes in the ventilation network parameters based on the measurements of pressure changes and air velocity changes in branches,
- calculating, in real time, the flow of methane from the source to the upcast shaft based on the readings of the methane sensor installed near the source,
- assessing methane hazards based on the on-line analysis of the ventilation methane-bearing capacity, criterial methane-bearing capacity and the efficiency of methane drainage with the use of measurement results from the sensors measuring air velocity, methane concentration and methane drainage parameters.

The results of the conducted tests confirmed the accuracy of the new intelligent integrated system for monitoring and analyses of the methane hazard. The developed system significantly extends the functionality of the existing solutions. At present there are actions undertaken to extend the methane monitoring systems in Poland by the functions presented in this article. In addition, some Chinese coal mines are showing interest in the developed solution.

References

- Bilewicz K.: Smart metering Inteligentiny system pomiarowy (Smart metering – an intelligent measurement system), Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2011.
- Cierpisz S., Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Systemy gazometryczne w górnictwie (Gas measurement systems in mining), Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
- Cross H.: Analysis of flow in networks of conduits or conductors, University of Illinois. Engineering Experiment Station. Bulletin; no. 286 1936.
- Cuzzocrea A.: Design, implementation and validation of AI-inspired information systems, Journal if Intelligent Information Systems 45, pp.1-3 2015.
- Dixon W.D.: A Statistical Analysis of Monitored Data for Methane Prediction, Extended Abstract of PhD Dissertation, University of Nottingham, Dept. of Mining Engineering, 1992.
- Dziurzyński W., Pałka T.: Symulacja komputerowa procesu przewietrzania kopalni z wykorzystaniem danych monitoringu (Computer simulation of mine ventilation process with the use of monitoring data), Materiały Szkoły Aerologii Górniczej. Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2004, p. 77.
- Dziurzyński W., Wasilewski S.: Ocena zagrożenia metanowego w rejonie ściany na podstawie czujników gazometrii oraz symulacji komputerowej przepływu mieszaniny powietrza i metanu (Assessment of methane hazard in the longwall area based on gas-measuring sensors and computer simulation of air-methane mixture flow), Przegląd Górniczy 12, 2012, p. 28.
- Gillies A.D.S, Wu H.W., Tuffs N., Sartor T.: Development of a Real Time Airflow Monitoring and Control System, Proceedings of the 10th US/North American Mine Ventilation Symposium, Anchorage, Alaska, USA, May 2004.
- Hartman HL., Mutmansky J.M., Ramani R.V., Wang Y.J: Mine ventilation and air conditioning, New York: Wiley, 1997.
- Kissel F.N: Handbook for Dust Control in Mining, National Institute for Occupational Safety and Health. Pittsburg PA, USA 2003.

- Konopko W., Kabiesz J., Cygankiewicz J.: Wstrząsy i tąpania jako inicjatory zagrożenia metanowego (Rock bursts as underlying factors of methane hazards), Przegląd Gómiczy 2, 1994, pp. 29-34.
- Kozielski M., Skowron A., Wróbel Ł., Sikora M.: Regression rule learning for methane forecasting in coal mines, International Conference – Beyond Databases Architectures and Structures. Communications in Computer and Information Science 521, Springer 2015, pp.495-504.
- Krause E., Łukowicz K.: Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego. Instrukcja Nr 17 (Regulations of longwalls management in the conditions of methane hazard. Instruction No 17 Central Mining Institute), Główny Instytut Górnictwa, Mikołów 2004.
- Krzystanek Z., Dylong A., Wojtas P.: Monitorowanie parametrów środowiska w kopalniach węgla kamiennego – System SMP-NT (Monitoring of Environmental Parameters in Coal Mine The SMP-NT System), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 9, 2004, pp. 23-45.
- McPherson, M. J.: Subsurface ventilation and environmental engineering, Springer Science & Business Media 2012.
- Noack K.: Control of Gas Emission in Underground Coal Mines, International Journal of Coal Geology 35, 1998, pp. 57-82.
- Sikora M., Sikora B.: Improving prediction models applied in systems monitoring natural hazards and machinery, International Journal of Applied Mathematics and Computer Science 2(22) 2012, pp. 477-491.
- Sikora M., Krzystanek Z., Bojko B., Śpiechowicz K.: Application of a hybrid method of machine learning for description and on-line estimation of methane hazard in mine workings, Journal of Mining Sciences (4)47, 2011 pp.493-505.
- Sikora M., Krzystanek Z., Bojko B., and Spiechowicz K.: *Hybrid Adaptative System of Gas Concentration Prediction in Hard-Coal Mines*, Proc. of the 19th Int. Conf. on Systems Engineering, IEEE Computer Society (CPS), 2008, Las Vegas, Nevada, USA
- Stracher G.B., Praksh A., Sokol E.V (eds.): Coal and peat fires, A Global Perspective. Case studies – Coal fires. Elsevier 2015.
- Szlązak J., Szlązak N., Borowski M. Obracaj D.: Program komputerowy do obliczania rozkładu prędkości powietrza i stężenia metanu w zrobach ścian zawałowych (Computer program for calculating the distribution of air velocity and methane concentration in goafs), Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 97. Polska Akademia Nauk, Kraków 2006, p. 671.
- Trenczek S.: Charakterystyka zagrożeń naturalnych (Characteristics of natural hazards). Monitorowanie, telemetria i narzędzia informatyczne w górnictwie dla poprawy bezpieczeństwa pracy – wybrane zagadnienia (Monitoring, telemetry and IT tools in mining to improve work safety – selected issues), S. Trenczek (Ed.) Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2014, pp. 7-29.
- Trenczek S., Wojtas P.: Rozwój monitorowania zagrożeń naturalnych w okresie ostatniego 20-lecia (Development in natural hazards monitoring during the last 20 years), Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 9, 2014, pp. 3-10.
- Ulrey J.P.: Explosion hazards from methane emissions related to geologic features in coal mines, National Institute for Occupational Safety and Health. Pittsburg PA, USA 2008.
- von Glehn, F.H., Ox, I.: Monitoring and control of underground ventilation systems Rusing VUMA network, Proceedings of the 10th US/North American Mine Ventilation Symposium, Anchorage, Alaska, USA, May 2004.
- Vigil A.A, Nicieza C.G., Rodriguez M.A., Mendez A.: Modelization of methane development in vertical coal seam exploited by sublevel stopping method, International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment 10(1) 1996, pp.31-40.
- Wasilewski S.: Automatic gas measurement. Innowacje dla gospodarki (Innovations for the economy), S. Trenczek (Ed.), Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2010, pp. 141–161.
- Wacławik J., Roszczynialski W.: Aerologia górnicza (Mining ventilation), Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 1983.
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych. Dziennik Ustaw Rzeczypospolitej Polskiej 2013 poz. 230. (Decree by the Minister of the Environment from 29 January 2014 on natural hazards in mines, Journal of Law 2013, item 230.)

ZDZISŁAW KRZYSTANEK, Ph.D. JERZY MRÓZ, Ph.D. STANISŁAW TRENCZEK, Ph.D., D.Sc. Institute of Innovative Technologies EMAG Leopolda 31, 40-189, Katowice, Poland {zdzislaw.krzystanek, jerzy.mroz, stanislaw.treczek}@ibemag.pl

Analysis of switching on selected electrical high voltage circuits

Physical phenomena occurring in high-current contact systems of electric switches, when switching on unloaded transformers and capacitor banks, are much more dangerous than the phenomena occurring in the contact switch systems installed in other electric power systems. Switching on unloaded transformers may be accompanied by significant over-currents, greatly exceeding the nominal currents of the transformer. Connecting the capacities of capacitor banks causes transients in the circuit, leading to significant, fast over-currents and over-voltages. High-frequency currents may be transmitted by electromagnetic couplings to control circuits and other low-voltage circuits. The subject of the paper is the analysis of transient processes during switching on unloaded transformers and the capacities of capacitor banks. Additionally, the authors assess the impact of the power switching phase in particular circuits on the over-currents which arise there.

Keywords: switching on unloaded transformers and capacitor banks, power switching phase, synchronized switching.

1. INTRODUCTION

Switching on or off currents in both high- and low-voltage electric power circuits takes place with the use of electric mechanical switching contacts. The process of connecting an electric circuit is accompanied by transient states of voltage and current, resulting from the circuit inductance and capacity [1, 5, 10]. The occurring over-voltages and over-currents have significantly high values and high rates of rise. Therefore they can be dangerous to the connected receivers and to the switch as such. These phenomena speed up the wear of contact systems and quenching devices. They also stimulate erosion and contact welding. The erosion process gets more intensive with the increasing arc temperature and its burning time [6, 8, 9]. The impact of these phenomena on mining operations is of considerable importance too [11].

When the contacts are closed in any environment, which acts as isolation between the contacts of the switch, the isolation layer is punctured and an electric arc occurs between the converging contacts. Thus, switching on the current in an electric circuit occurs, most frequently, not as a result of the adhering contacts but due to the punctured isolation of the given environment. The time of arc burning depends on the voltage value of the electric field in the contact area and on the converging speed of the contacts [7, 9].

While switching on alternating currents, particularly short-circuit currents, an electric arc, which appears at the moment the contacts get separated, dies down when the current passes through zero. Immediately after that, the dielectric strength increases. Its rate of increase depends on the neutralization speed of charges which are in the area between contacts. The number of these charges depends on the current which was flowing in the arc previously. At the same time, the transient state, initiated in the circuit by switching off breaking current, results in the occurrence of recovery voltage between the diverging contacts. The recovery voltage contains the basic component with the pulsation of the power supply source and the free component with much bigger pulsation. The voltage wave is influenced, first of all, by the arc voltage, post-arc channel, quenching system of the switch [1, 5].

The analysis of the operating conditions of highvoltage switches demonstrates that in normal working conditions one can assume to have 80 switching operations annually. This corresponds to the mechanical endurance of the switch of at least 2,000 operations during 25-years exploitation. In special cases, e.g. while connecting parallel banks, reactors, filters in pump-storage plants and wind farms, the number of annual connections can be much bigger, therefore the switching endurance is estimated at 10,000 operations minimum.

The paper features the issues related to the analysis of the process of switching on unloaded transformers and capacitor banks. It also takes up the evaluation of the properties of transient processes which accompany the processes of switching on currents. Finally, the authors focus on the selection of a proper current switching phase in the concerned circuits with a view to limit negative properties of the transient processes.

2. SELECTED ISSUES RELATED TO SWITCHING ON ALTERNATING CURRENTS

The analysis of transient switching processes related to switching on alternating currents includes the following:

- switching on unloaded transformers,
- switching on capacitor banks.

2.1. Switching on unloaded transformers

The process of switching on unloaded transformers to the network is accompanied by a transient state. During this state there are over-currents which may achieve significantly high values [3, 4, 9]. The values depend both on the parameters of the transformer and the features of the switch. The transient processes which accompany the process of switching on current are related to the non-linear quality of the transformer magnetic circuit and the possibility to have residual magnetism in the core. This magnetism is a remnant of previous exploitation of the transformer. This means that the next switch-on of the transformer can occur at the stream value in the core different from zero. It is important to note here that similar switching processes occur while switching on parallel reactors [1, 9].

The analysis is focused on physical phenomena occurring while switching on an unloaded single-phase transformer whose substitute diagram is presented in Fig. 1.



Fig. 1 Substitute diagram of the circuit

Time wave of current for the transient state of switching on a substitute circuit of the transformer (Fig. 1), when skipping the inductance of the primary winding ($L_z = 0$) is determined from the following equation [9]:

$$e(t) = Ri + \frac{d\psi}{dt} = E_m \cos(\omega t + \varphi)$$
(1)

where:

- e(t) instantaneous value SEM of the power supply source;
- ω pulsation of the power supply source;
- Ψ instantaneous value of magnetic association of the primary winding during the transformer switch-on;
- φ SEM phase in the moment of switching on;
- *i* instantaneous value of the transformer switching current;
- *R* resistance of the switched-on circuit.

After the integration of equation (1) we obtain the following:

$$\psi(t) = \frac{E_m}{\omega} \sin(\omega t + \varphi) - R \int_0^t i dt + C_1$$
(2)

The constant of integration C_1 for boundary conditions t = 0, i = 0, $\Psi = \Psi_0$, association resulting from residual magnetism) is:

$$C_1 = \psi_0 - \frac{E_m}{\omega} \sin \varphi \tag{3}$$

Thus the equation solution has the following form:

$$\psi(t) = \psi_0 + \frac{E_m}{\omega} \left[\sin(\omega t + \varphi) - \sin \varphi \right] - R_0^t i dt \qquad (4)$$

The highest instantaneous values of magnetic association can be achieved when:

- $-\Psi(0) > 0$ and is big, i.e. when residual magnetism is big;
- $-\varphi = -\pi/2$, initial SEM phase in the moment of switching on corresponds to SEM passing through zero.
The highest value of the associated stream Ψ_m occurs after the time of $t = \pi / \omega$ and is:

$$\psi_m = \psi_0 + 2\frac{E_m}{\omega} - R_0^t i dt \approx \psi_0 + 2\psi_{um} - R_0^t i dt \quad (5)$$

where:

 Ψ_{um} – maximum value of magnetic association in the steady state.

Assuming, in turn, that the resistance value of the winding R = 0 in equation (1), we have the following:

$$e(t) = E_m \cos(\omega t + \varphi) = \frac{d\psi_u}{dt}$$
(6)

Therefore, the magnetic association in a steady state is described by the following dependency:

$$\psi_u = \frac{E_m}{\omega} \sin(\omega t + \varphi) = \psi_{um} \sin(\omega t + \varphi)$$
(7)

A sample waveform of the transformer switching current, for the set magnetization curve, is demonstrated in Fig. 2.



Fig. 2 Current waveform while switching on an un-loadded transformer, for the set magnetization curve; R = 0 (solid line) and R > 0 (dashed line) [9]

As it can be seen in Fig. 2, due to the flat waveform of the $\Psi(i)$ characteristic, the achieved peak values of current can be quite significant. The higher are these values, the higher is the value of magnetic association $\Psi(0)$ as a result of residual magnetism and the higher is the saturation of the steady state which corresponds to the magnetic association Ψ_{um} .

In the process of uncontrolled switch-on of a transformer, particularly a high-power transformer, one has to take into account switching currents whose values are from 8 to 15 times higher than the values of their rated current, thus the rated current has a value similar to that of short-circuit current. Such current values have mechanical impact on the transformer windings. Additionally, they can stimulate protection circuits and cause unplanned switch-offs. What is more, one has to consider the possibility to have inductance of extra currents and voltages in control circuits and low-voltage circuits. They may be inadmissible, particularly for electronic devices.

Therefore, it is considered to be fully justifiable to use synchronized (controlled) switching for transformers, particularly high-power ones. This process is accompanied by lowering residual magnetism of the core and switching on the transformer at its maximum voltage [2, 4, 9, 12, 13].

Thus it is justifiable to use synchronized switching of transformers and to switch them on at their maximum voltage values in order to limit over-currents in the circuit [2, 4, 9, 12, 13].

2.2. Switching on capacitor banks

Connecting the capacities of capacitor banks causes transient states which are very important in the switching technology. Such states lead to significant over-currents and over-voltages. Similar problems can be encountered while connecting unloaded long lines [2, 5, 9, 10].

Most frequently, capacitor banks are installed as three-phase elements, connected in the form of an ungrounded star due to the simplicity of protection measures against internal short circuits in the bank. If we assume that the three phases are switched on simultaneously, and in the light of the circuit symmetry, the star points can be connected resistance-free and the three-phase circuit can come down to a singlephase one [2, 6, 9].

The following boundary switching moments are characteristic of capacitor banks switching:

- when the instantaneous value of the power supply network voltage is equal to the maximum value,
- when the instantaneous value of the power supply network voltage is equal to zero.

The switching processes for other time moments are included between these boundary cases. The most frequent case is when a capacitor is switched on to the network at the maximum value of the power supply voltage. When the gap between contacts is punctured, an electric arc occurs between the switch contacts. The transient current which flows then has the highest over-current possible in the circuit.

While analyzing transient processes which occur while switching the lumped capacity of capacitor banks, it is necessary to consider the case when single capacitors are switched on to the network in which there are not any other capacitors connected in a parallel manner (Fig. 3). What is more, one has to consider another case which is even more dangerous in terms of over-currents occurring in the circuit, i.e. connecting extra capacitors to the circuit which already has some live capacitors.



Rys. 3. Switching on batteries with the capacity C and connections inductance L_1 , *in a power supply circuit with the inductance* L_z ($L_z \gg L_1$) *and resistance* $R_z \approx 0$: *a) substitute diagram of the circuit; b) waveforms of switching current iz and its components* [6]

Assuming sinusoidal supply voltage s(t), insignificantly small resistance of the supply circuit R_z and not taking into account the inductance L_1 of connections with the capacitor bank (as it is much smaller than the supply inductance L_z), the value of switching current $i_z(t)$ is calculated from the following dependency:

$$i_z = I_m(\sin \omega t - \frac{\omega_0}{\omega} e^{\alpha t} \sin \omega_0 t)$$
(8)

where:

 I_m – maximum value of steady-state current i_u , $I_m = E_m \omega C$;

 ω – pulsation of the power supply source; ω_0 – pulsation of free vibrations; $\omega_0 = \sqrt{\frac{1}{L_z C}}$

The amplitude of switching current in the most inconvenient moment, i.e. when the voltage of the power supply source is at its maximum value $e(t_0) = E_m$, is calculated from the following:

$$i_{z\max} = I_m (1 + \frac{\omega_0}{\omega}) = I_m (1 + \sqrt{\frac{S_k}{Q_k}})$$
(9)

where:

 S_k – short-circuit computing power in the place where a capacitor bank is connected;

 Q_k – capacitor bank power.

When single low- or medium-voltage banks are switched on, the amplitude value of switching cur-

rent can be 5 - 20 times higher than the peak value in a steady state. While the voltage on the capacitor can reach only the double maximum value of the power supply source voltage. In real circuits the transient processes of currents and voltages are suppressed due to the circuit resistance and enlarged skin effect.

Connecting an extra capacitor bank to a previously switched on bank, with a view to have better adjustment of the total capacity to the given reactive power, may produce serious connection problems. While connecting particular sections of the capacitors to live sections, the value of over-current in the circuit results from the capacities of particular sections (groups) of capacitors (Fig. 4). Due to small inductance values in the branches (connections) of the given bank when it is switched on by means of the C_2 bank switch, the C_1 bank is practically shortened [2, 5, 9]. Then the transient process of the current is suppressed to a small extent.



Fig. 4 Substitute diagram of a circuit for analyzing the connection of the capacity C_2 to a group of capacitors with the capacity C_1 ; L_1, L_2, L_C – inductances of connections [6]

If, while switching on the bank C_2 , there is a flashover between the contacts a - a' of the switch, at the maximum value of power supply voltage, then the transient current will have the highest initial rate of rise and amplitude. Its value can be determined from the following:

$$i_{2}(t) = u_{aa'}(0) \frac{1}{\sqrt{(L_{1} + L_{2} + L_{c})(\frac{1}{C_{1}} + \frac{1}{C_{2}})}} \sin \omega_{02}t \qquad (10)$$

where:

$$\omega_{02} = \sqrt{\frac{1}{L_1 + L_2 + L_c} \left(\frac{1}{C_1} + \frac{1}{C_2}\right)} \tag{11}$$

The highest value of the current amplitude $i_2(t)$ may sometimes exceed the value of maximum aperiodic short-circuit current in the given place of the network. However, the rates of rise of switching currents are much bigger than those of short-circuit currents. In addition, high-frequency currents may propagate through electromagnetic couplings into control circuits and other low-voltage circuits, exerting unfavourable impact on different electronic circuits and microprocessors of control and automatic systems [6, 10, 12].

There are some measures which can efficiently reduce over-currents in capacitor banks [2, 9, 10]:

- two-step switch-on of capacitor banks with the use of a switch equipped with a resistor, closed with the delay which is enough to suppress the transient process of current;
- synchronized switch-on when power supply voltage passes through zero.

3. WYBÓR FAZY ZAŁĄCZANIA PRĄDU

Limited dielectric strength of the environment, surrounding the contacts of the closed electric highvoltage switch, has certain consequences, i.e. switching on the current in an electric circuit is not a result of the contacts contraction but happens due to the electric breakdown of the given environment, e.g. SF₆. The puncture of the gap between contacts occurs when the value of the gap dielectric strength $u_p(t)$ equals the instantaneous value of voltage applied to the gap u(t) (Fig. 5).

Generally, the higher is the speed value v_s of converging contacts of the electronic switch, the shorter is the opening time of the switch. As a result of that, shorter time of electric arc burning positively impacts the durability of electric switches.



Fig. 5 Graphic determination of pre-arc time t_p and arc time t_{az} while switching on current [7]



Rys. 6. Determining the moment of the arc ignition while switching on alternating current [6]

Assuming that breakdown voltage is proportional to the size of the gap between contacts (Fig. 6) and that it does not depend on the contacts polarity, it is possible to determine the moment t_p when a breakdown occurs while switching on current, at the voltage $u = U_m \sin \omega t$. This can be determined by means of the following dependency:

$$U_m |\sin \omega t| = E_k n v_s (t_s - t_p) \tag{12}$$

where:

- E_k value of the electric field strength at which the puncture occurs;
- v_s speed value of converging contacts (decreasing gap between contacts), at the moment of electric arc ignition in the gap,
- n number of gaps in the pole,
- t_p moment of the gap puncture,
- t_s moment of the contacts meeting.

Thus switching on current is possible at any voltage circuit angle, including the circuit angle corresponding to the moment when voltage passes through zero, provided that the following condition is fulfilled:

$$k = \frac{nE_k v_s}{\omega U_m} \ge 1 \tag{13}$$

The minimum speed value of the contacts at the moment when they meet, which guarantees no puncture of the gap during current switch-on in an electric circuit, can be determined from the following dependency:

$$v = \frac{\omega U_m}{nE_k} \tag{14}$$

The higher is the speed value v_s of converging contacts, the shorter is the opening time of the switch $(t_s - t)$ and, obviously, the shorter is the time of electric arc burning. In the case of synchronized switching it is required to adjust the switch in such a way that, depending on the load character, the beginning of current flow in particular phases should occur when the instantaneous value of the given phase voltage is the most convenient from the point of view of switching processes. This means that when the inductive load is switched on by an ideal switch, the impulse generation should occur in such a moment that the contacts meet at the maximum instantaneous value of voltage and when capacitive load is switched on – at the voltage value equal to zero.

Switches used to make three-phase connections should, as a matter of fact, have separate drives for particular poles. The selection of a given current switching phase requires to apply an electronic circuit which controls the process of the switch closing.

4. CONCLUSIONS

Based on the conducted analysis and tests described in this paper, the following conclusions can be drawn:

- 1. In the process of switching on an unloaded transformer there may be significant over-voltages in its primary circuit, up to 8-15 times of the value of their rated current. As a result of that, the switching apparatus, particularly control and protection devices, can be exposed to hazards.
- Significant over-voltages occurring while switching on capacitor banks can lead to damages of particular capacitors and may cause switch contacts to weld.
- High-frequency switching currents in capacitive circuits are transmitted through electromagnetic couplings into control circuits and other lowvoltage circuits.

- 4. The switch-on phase of current in an electric circuit, speed of the switch contacts convergence and distribution of opening times have significant impact on over-currents and over-voltages in the circuit.
- 5. Synchronized current switch-on/off makes is possible to reduce significantly over-currents and over-voltages in an electric power system.

References

- Brunke J. H.: Elimination of Transformer Inrush Currents by Controlled Switching, IEEE Transactions on Power Delivery, 16(2), 2001.
- Ciok Z., Maksymiuk J., Kulas S., Zgliński K.: Problemy analizy, badania oraz eksploatacji urządzeń rozdzielczych (Analysis, testing and exploitation of switchgear devices), Sympozjum Krajowe pt. "Elektryczna Aparatura Rozdzielcza", EAR 2004, pp. 9-18, Poznań 2004.
- Furgał J., Kuniewski M., Pająk P.: Symulacje komputerowe i badania napięć i prądów podczas załączania transformatorów energetycznych (Computer simulations and voltage/current testing while switching on power transformers), Zeszyty Naukowe Wydziału EiA Politechniki Gdańskiej, nr 30, Gdańsk 2011.
- Horiszny J.: Analiza prądu załączania transformatora (Analysis of transformer current switch-on), PAK 4/2007.
- Królikowski Cz.: Technika łączenia obwodów elektroenergetycznych (Technology for connecting electric power circuits), PWN Warszawa 1975.
- Kulas S. J., Supronowicz H.: Analiza procesu załączania prądu lącznikami elektrycznymi zestykowymi w układach kompensacji mocy biernej (Analysis of the process of switching current in the reactive compensation power system), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 12(514), pp. 38 – 42, Katowice 2013.
- Kulas S.: Capacitor Switching Techniques, International Conference on Renewable Energies and Power Quality (ICREPQ'09), Valencia 2009, Conference Proceedings.
- Kulas S.: Tory prądowe i układy zestykowe (Current circuits and contact systems), Postępy Techniki Wysokich Napięć, Tom 29; Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa, 2008.
- Maksymiuk J.: Aparaty elektryczne i podstawy doboru (Electric apparatus and selection basics), SEP-COSiW No. 33, Warszawa 2010.
- Markiewicz H., Wołkowiński K.: Urządzenia elektroenergetyczne (Electric power devices), WNT, Warszawa 1980.
- Mnukhin A.G., Iordanow I.V.: Improved safety in the use of electric energy in coal mines, Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering 3(523), pp. 31-36, Katowice 2015
- Shoffa V.N., Miedzinski B.: Synchronous Switching by REED Switches of AC Circuits, Proc. 3rd Int. Conf. on ,REED Switches and Products" Ryazan, Russia, 2011, pp. 48-60.
- Ware B., Reckleff. J., Mauthe G., Schett G., Synchronous Switching of Power Systems, CIGRE Session 1990, Report No. 13-205.

STANISŁAW KULAS, Ph.D., D.Sc., Professor HENRYK SUPRONOWICZ, Ph.D., D.Sc., Professor Institute of Electronic Systems, Military University of Technology ul. gen. Sylwestra Kaliskiego 2, 00-908 Warsaw, Poland {stanislaw.kulas, supronowicz}@wat.edu.pl

Safety improvement achieved by prevention actions related to aerological hazards – sample cost analysis

The article features the characteristics of expenditure incurred by mining companies on occupational health and safety operations. It was indicated that proper measures and methods have to be selected to improve the safety of mining operations. This can be done by proper prevention actions, particularly in the realm of aerological hazards. A typical longwall in a Polish mine was characterized, along with the related prevention actions undertaken to mitigate aerological hazards with a view to achieve safe exploitation of the longwall. Based on the data collected in production preparation and controlling departments, the costs of materials and workdays within the applied prevention actions were estimated. The obtained figures were used to calculate the following: total costs of prevention, percentage indicators of prevention actions costs in the generated income, costs of prevention actions per 1 Mg of extracted coal, and total costs of prevention actions for the analyzed longwall. It was pointed out that work safety should be improved by proper selection of prevention measures.

Keywords: work safety, aerological hazards, prevention, costs of prevention actions.

1. INTRODUCTION

Mining works that are conducted in hard coal mines today are exposed to considerable danger related to increasing natural hazards, particularly aerological hazards. The danger is caused mainly by exploitation going down to deeper and deeper beds and by sublevel exploitation which is often conducted in mines where it is impossible to develop new, lower exploitation levels.

Mining has been carried out in more and more difficult conditions recently. Therefore the mines allocate more and more funds on safe mining exploitation. Table 1 features the costs incurred by mining companies on occupational health and safety per one Mg of extracted coal [7]. It is possible to observe that these costs increase every year, practically in every mining company. There was some decrease in this expenditure in 2014 due to generally bad performance of hard coal mining. The expenditure, though indispensable, increases the cost of one tonne of extracted coal.

As it was mentioned earlier, the expenditure on occupational health and safety is indispensable as it includes the costs of all prevention actions applied to achieve safe exploitation. The undertaken prevention actions must have proper procedures which determine the use of suitable measures and methods in hazardous situations. The measures and methods should be selected in such a way as to reduce or even eliminate the occurring hazardous state [4]. The selection of hazard-fighting methods is based on the recognition of circumstances in excavations, goafs and rock mass [10].

Work safety is increased by proper selection of safety measures within the applied prevention actions.

It is not possible to overestimate the significance of prevention actions, particularly with respect to aerological hazards, as these actions maintain a proper level of safety in the longwall areas [2, 6].

| I able | | Table |] |
|--------|--|-------|---|
|--------|--|-------|---|

| Mining company | Expenditure on occupational health and safety in the period 2010-2014 per 1 Mg of extracted coal [PLN/1 Mg] | | | | |
|----------------------|---|-------|-------|-------|-------|
| | 2010 | 2011 | 2012 | 2013 | 2014 |
| KW S.A. | 20.33 | 21.54 | 23.79 | 25.35 | 24.74 |
| KHW S.A. | 27.60 | 27.34 | 29.00 | 28.80 | 33.10 |
| JSW S.A. | 38.64 | 44.92 | 46.26 | 44.90 | 52.15 |
| TAURON Wydobycie S.A | 18.22 | 19.46 | 16.30 | 17.13 | 14.86 |
| LW "Bogdanka" S.A. | 11.67 | 13.37 | 12.81 | 12.10 | 12.03 |

Expenditure on occupational health and safety in the period 2010-2014 per 1 Mg of extracted coal [7]

Aerological hazards which occur in the longwall areas have to be kept on a safe level. In order to fight against them it is necessary to adopt a continuous prevention policy which will reduce the range of hazards and their impact in the longwall area and in the neighbouring excavations which outline the mine section.

The necessity of continuous prevention in exploitation areas [9, 11] is particularly important in the case of methane-, fire-, climatic-, and dust-explosion hazards and has influence on the cost of exploitation in the longwall area.

The article contains the analysis of costs incurred by a mine in order to maintain work safety during mining works. The volume of these costs was estimated on the basis of unit costs of aerological-hazard prevention actions for a sample longwall in a hard coal mine.

The described longwall is a typical longwall exploited in a Polish hard coal mine.

2. CHARACTERISTICS OF A LONGWALL AND ITS HAZARDS

2.1. Longwall parameters and hazard levels

The A-1 longwall [8] was developed in the 401 bed with the thickness of $1.5 \div 2.5$ m, in the central part of the mine, between the levels 900 m and 1,050 m. The longwall was cut between the A-1 haulage incline and the A-2 transport incline. The total longwall life was 578 m. The thickness of the exploited 401 bed was about $1.5 \div 2.5$ m and was increasing eastwards.

The nether roof of the bed contained mudstone with traces of coal, carbonaceous shale with the thickness

of about $1.2 \div 2.7$ m, and shale with coal. The floor contained mainly mudstone and sandy shale.

The longwall was ventilated with the use of the reversed Y method with reblowing from the A-1 haulage incline and air disposal along the goafs towards the A-2 transport incline. The air draft was provided to the longwall along the A-1 haulage incline and was about 2,700 m³/min. The air of about 800 m³/min was transported directly to the longwall along the N-1 road.

In order to reblow the final section of the longwall, the air draft of about $800 \text{ m}^3/\text{min}$ was provided along the N-2 road. Table 2 presents the characteristics of the longwall, while Fig. 2 features the diagram of the A-1 longwall area.

2.2. The scope of prevention actions in the longwall area

The 401 bed was classified as a IVth category one in terms of methane hazard, with absolute methanebearing capacity of about $25 \text{ m}^3/\text{min}$. Therefore the methane drainage process was conducted [3]. Series of methane drainage boreholes were made immediately along the advancing longwall from the N-2a road. The drainage boreholes were directed towards the caving, along the advancing longwall and were liquidated as the N-2a road was liquidated between the parallel roads connecting N-2 and N-2a. As the longwall was advancing, the N-1 road was liquidated by initiating falls. In the lack of falls, the road was completely filled with light foam.

In order to reduce air migration through the goafs, there was a ventilation-canvas lagging installed from the side of the N-1 road. The lagging covered the goafs of N-1 and extended as far as the last but one section of the powered support. There was a constant airflow provided every 30 m to the lower route of the conveyor. In the case of increased values of methane concentration in the working space of the longwall final section, auxiliary ventilation equipment was used to thin down the methane and air mixture until it reached admissible concentration values. The drainage boreholes took away about $7\div8 \text{ m}^3\text{CH}_4/\text{min}$ during the whole exploitation of the A-1 longwall, which resulted in 30% efficiency of the methane drainage process.

Table 2

| Longwall length | up to 235 m |
|-----------------------------------|---|
| Longwall exploitation height | 1.5÷2.5m |
| Longwall longitudinal inclination | $1^{\circ} \div 5^{\circ}$ |
| Longwall transverse inclination | $-5^{\circ} \div +5^{\circ}$ |
| Longwall life | 578 m |
| Average output | 4,500 Mg/day |
| Exploitation system | along the strike with roof caving |
| Methane hazard | IVth category methane hazard |
| Fire hazard | Ist group of spontaneous combustion – very low coal vulnerability to spontaneous combustion |
| Fire incubation period | 84 days |
| Coal-dust explosion hazard | Class B of coal-dust explosion hazard |
| Climatic hazard | Critical level III (high) |
| Rock-burst hazard | Ist degree of rock-burst hazard |
| Water hazard | Ist and IInd degree of water hazard |

Characteristics of A-1 longwall in 401 bed [8]

In order to protect the longwall area against uncontrolled increase in methane concentration, the A-1 longwall area was equipped with an automatic methane measurement system. Figure 1 presents the distribution of automatic methane measurement sensors.

During the tests of coal samples, aimed at checking their vulnerability to spontaneous combustion, the following were determined: the values of spontaneous combustion indicators $Sz^{a}(237) = 36^{\circ}C/min, Sz^{a'}(190)$ = 7°C/min, the value of activation energy of coal oxidation A = 69 kJ/mol. and fire incubation time - 84days. Thus the coal from the 401 bed was classified to the 1st group of spontaneous combustion due to its spontaneous-combustion vulnerability. Nonetheless, different prevention actions were undertaken [3] mainly due to the adopted reverse-Y ventilation system with reblowing. For example, pure extraction was used with special attention paid to the roof layer. In addition, as the longwall was advancing and successive sections of the N-2a road were liquidated between the parallel roads connecting N-2 and N-2a, the liquidated sections were filled with fine-grained slurries.

The longwall area was covered by a system for early detection of spontaneous fires in order to determine current values of fire coefficients in the streamlined air current and goafs. The content of carbon oxide in the air was monitored by CO measuring equipment (Fig. 1). If there was local increase of fire hazard in the goafs of the longwall, antipyrogenic agents were forced behind the power support sections, together with light urea foams. The goafs were continuously insulated by fine grained slurries. Additionally, nitrogen was provided to the goafs with a view to reduce the concentration of oxygen. In order to maintain the size of the N-2 road, a support and insulation belt was being constructed. The N-1 road was being liquidated by withdrawing the support and filling empty areas with light urea foam.

The longwall area was equipped with standard fire protection equipment and a fire protection line. In addition, it was protected by district and in the district dams (Fig. 1).

The climatic hazard which occurred in the longwall area resulted from very high primary temperature (about 42°C) of the rock mass. This situation had impact on considerable emission of heat, accumulated in the rock mass, to the air which flows along the excavations outlining the A-1 longwall.



Fig. 1. Diagram of A-1 longwall area [8]

The climatic hazard prevention [3] was based, first of all, on air cooling. For this reason, three air conditioning devices were located directly in front of the parallel road: two devices in the N-1 road, at the face end (Fig. 1), and one device in the N-2 road, where the reblowing air stream flows to the crossing with the parallel road. What is more, the ventilation intensity was increased periodically. Thus the cooling intensity of excavations increased too due to a more voluminous air stream flowing through the longwall excavations. Additionally, in the case of unfavourable climatic conditions, shorter work shifts for the personnel were applied and the ventilation of the longwall path was intensified.

Due to the class-B coal dust explosion hazard in the longwall area, protection zones were marked out. In the places where hazardous coal dust settled, the excavations were sprayed with rock dust. In the places where mined rock transfer points were located, water spraying was used in order to reduce the volatility of coal dust. In addition, the longwall area was protected with explosion barriers [3]. The main barriers were located in the haulage incline, north of the N-1 road, south of the N-3 road, and at the end of the N-2 road towards the A-2 transport incline. District dams were located in the N-1 and N-2 roads, in front of the longwall, according to mining regulations, as well as in the drilled N-3 road and the last existing section of N-2a between parallel roads to N-2. An extra district

dam was located in the return air stream in the N-2 road, behind the last parallel road which connects N-2 and N-2a. Due to high absolute humidity of the air flowing from the longwall area, the main outlet dams and district outlet dams were built as water dams.

3. ANALYZING THE COSTS OF AEROLOGICAL HAZARDS PREVENTION IN A-1 LONGWALL

3.1. Costs characteristics

The cost analysis of aerological prevention actions for the A-1 longwall was based on costs by type [1] which included the costs of durable materials and wages incurred on prevention [5].

Other costs, such as depreciation costs, wear and tear of materials and energy consumption, were not taken into account as, in many cases, it was impossible to estimate them. These costs were insignificantly small and had no decisive impact on the total costs of undertaken prevention actions. The method to fight a given hazard by adopting a proper prevention action was employed mainly to improve work safety in the longwall area.

Tables 3-6 feature the range of the most important prevention actions and the costs incurred to adopt them.

Table 3

Table 4

| N | No Cost | Amount/number | Unit cost [PLN] | Total cost [PLN] |
|-----|---|---------------|--------------------|---------------------|
| 1 | Making drainage boreholes. Boring the holes: use of exploitation materials (grill bi lining pipes, insulation materials) | ts, – | _ | 1,394,000 |
| 2 | 2. Ventilation-canvas lagging; insulation of the N-2 road caving with light foam, injectors | - | _ | 86,000 |
| (1) | 3. Work days spent on fighting methane hazard | 670 | 188 | 125,960 |
| 4 | 4. Total cost of prevention | | 1,605,960 | |

Costs of fire hazard prevention [5]

Costs of methane hazard prevention [5]

| No | Cost | Amount/number | Unit cost [PLN] | Total cost [PLN] |
|----|---|---|---|-----------------------------|
| 1. | Roadside packs | - | - | 394,500 |
| 2. | Chemical materials: - foamed inhibitor - phenol foam - insulation foam | 9,340 dm ³ 37,250 dm ³ 39,230 dm ³ | 3.5 PLN/dm ³ 5.5 PLN/dm ³ 1.9 PLN/dm ³ | 32,690 204,875 74,537 |
| 3. | Mineral materials: - mineral-cement binder - Portland cement - washed sand | 155 Mg 8.5 Mg 20 Mg | 774.2 PLN/Mg 256 PLN/Mg 16 PLN/Mg | 120,001 2,176 320 |
| 4. | Precast concrete cuboid blocks | 4,200 pcs | 3.5 PLN/pcs | 14,700 |
| 5. | Inertization with nitrogen | $112,250 \text{ m}^3$ | 3.37 PLN/m ³ | 378,283 |
| 6. | Work days spent on fighting fire hazard | 3,407 | 191 PLN | 650,737 |
| 7. | Total cost of prevention | | | 1,872,819 |

Table 5

Table 6

Costs of climatic hazard prevention [5]

Unit cost **Total cost** No Cost Amount/number [PLN] [PLN] MK-300c cooler 375,000 750,000 1. 2 pcs 2. MK-300 cooler 1 pcs 220,000 220,000 3. 85,000 255,000 Auxiliary fans 3 pcs 4. Ventube fans, including ventubes 78,000 156,000 2 pcs 5. Auxiliary materials 123,000 _ _ 6. Work days spent on fighting climatic hazard 690 188 129,720 7. Total cost of prevention 1,633,720

Costs of coal dust explosion hazard prevention [5]

| No | Cost | Amount/number | Unit cost [PLN] | Total cost [PLN] |
|----|--|---------------|--------------------|---------------------|
| 1. | Ordinary rock dust | 185 Mg | 218.94 | 40,504 |
| 2. | Containers for water barriers (40 dm ³) | 1,340 pcs | 49.00 | 65,660 |
| 3. | Wooden and steel structures for explosion barriers | _ | _ | 34,500 |
| 4. | Work days spent on fighting coal dust explosion hazard | 550 | 188 | 103,400 |
| 5. | Total cost of prevention | | | 244,064 |

The analysis of prevention actions costs demonstrates that the expenditure on labour and on materials vary from each other. This can be seen in Fig. 2.



Fig. 2. Comparison of materials costs and labour costs in the prevention of aerological hazards

3.2. Cost indicators of aerological prevention

During the exploitation of the 401 bed by means of the A-1 longwall, the total expenditure incurred by the coal mine for the improvement of safety amounted to 5,310,199 PLN. The money was spent on prevention actions undertaken to reduce aerological hazards in this area. The A-1 longwall was exploited for 115 days. The average daily output during this exploitation period was 4,500 Mg. Thus the total output was:

$$W_C = W_d \cdot d_r = 4500 \cdot 115 = 517\ 500, \,\mathrm{Mg}$$
 (1)

where:

 W_C – total output, Mg,

 W_d – daily output, Mg/day,

 d_r – number of exploitation days.

During the exploitation by means of the A-1 longwall the unit price of one tonne of coal was 510 PLN. Thus the achieved total income for the assumed

unit price of one tonne of coal amounted to 263,925,000 PLN.

The percentage of prevention actions costs in the achieved income can be calculated from the following formula:

$$U_P = \frac{K_P}{P_C} \cdot 100\% \tag{2}$$

where:

 U_P – percentage of the applied prevention actions, %, K_P – total costs of the applied prevention actions, PLN,

 P_c – total income, PLN.

Based on formula 2, the percentage of particular prevention actions costs in the total income was the following:

- methane hazard prevention $U_{PM} = 0.61\%$,
- fire hazard prevention $U_{PP} = 0.71\%$,
- climatic hazard prevention $U_{PK} = 0,62\%$,
- coal dust explosion hazard prevention $U_{PWP} = 0.092\%$,

which is demonstrated in Fig. 3.



Fig. 3 Percentage of aerological hazards prevention actions costs in total income

Thus the total percentage of aerological hazards prevention costs in the total income was the following:

$$U_C = U_{PM} + U_{PP} + U_{PK} + U_{PWP}, \%$$
(3)

so,

$$U_C = 0,61 + 0,71 + 0,62 + 0,075 = 2,032\%$$

The costs of prevention per 1 Mg of extracted coal can be calculated from the following formula:

$$K_{PMg} = \frac{K_P}{W_C}, \, \text{zl}$$
(4)

So the costs of prevention actions are the following:

- methane prevention costs $K_{PMgM} = 3.10$ PLN,
- fire prevention costs $K_{PMgP} = 3.62$ PLN,
- climatic hazard prevention costs $K_{PMgK} = 3.15$ PLN,
- coal dust explosion hazard prevention costs $K_{PMgM} = 0.38$ PLN,

which was shown in Fig. 4.



Fig. 4. Costs of aerological hazards prevention per 1 Mg of extracted coal



Fig. 5. Cost of aerological hazards prevention actions per 1 Mg of coal

The total cost of aerological hazards prevention actions per one tonne of coal amounted to 10.34 PLN, which, at the coal price of 510 PLN, amounts to about 2.02% – Fig. 5.

4. CONCLUSIONS

Maintaining work safety in the mining area is an indispensable condition to carry out mining works. Ventilation hazards are the most frequent ones in the exploitation area. It is necessary to reduce their impact on the longwall exploitation process in order to have proper and safe bed mining in the longwall area. Prevention actions applied against ventilation hazards reduce the risk of the hazard occurrence and enable more efficient and safer exploitation. The necessity to carry out prevention actions reduces the risk of the hazard occurrence to acceptable values on one hand, but on the other hand it generates extra costs which have to be included in the coal unit price, making the selling price higher. The chief element that impacts the percentage of the applied prevention actions cost is, apart from the number of prevention actions indispensable to apply in the longwall area, the total output from the working excavation. This is the latter factor that impacts the total cost of undertaken prevention actions per one tonne of coal extracted from the longwall area. In the analyzed example, the total cost of applied prevention actions amounted to about 2% of the price of one tonne of coal. Now, due to significant reduction of coal prices on the market, this cost would be as much as 5-10% of the price of one tonne of coal. It is important to note that the necessity to apply prevention actions is an essential element that impacts the increase of the output efficiency. However, first of all, it impacts the maintenance of a proper level of functional safety in the longwall area which is the most vulnerable production element in the mine.

Maintaining a proper safety level in the working place and striving for its constant improvement should be the primary element of mining exploitation. If the cost to maintain the proper safety level is too high, it is necessary to analyze whether it is profitable to run mining works in the area.

References

- 1. Bień W.: Financial management in an organization (Zarządzanie finansami w przedsiębiorstwie), WNE, Warszawa 2000.
- Burnat B.: The notion of hazard in mining (O pojęciu zagrożenia w górnictwie), Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie, No 4, Katowice 1976.
- 3. Documentation of prevention actions in the A-1 longwall.
- Kabiesz J.: Expert methods used to assess the state of mining hazards (Możliwość wykorzystania metod eksperckich dla oceny stanu zagrożeń górniczych), Proceedings of Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2005,
- 5. Costs of prevention action based on the data obtained from the controlling department.

- Krzemień S., Krause M.: Zarządzanie bezpieczeństwem w górnictwie (Safety management in mining), Bezpieczeństwo Pracy i Ochrony Środowiska w Górnictwie, WUG, No 9, Katowice 2000.
- Ocena stanu bezpieczeństwa pracy, ratownictwa górniczego oraz bezpieczeństwa powszechnego w związku z działalnością górniczo-geologiczną w 2014 roku (Assessment of work safety, mining rescue operations and common safety related to mining and geological operations in 2014), Wyższy Urząd Górniczy, Katowice 2015.
- 8. Technical design of the A-1 longwall in the 401 bed.
- Decree by the Minister of Economy from 28 June 2002 on occupational health and safety, mining operations and specialized fire protection in underground mines, Journal of Law No 139 from 2002, item 1169 with later changes.
- Sułkowski J.: Czy wybuchy w kopalniach są wynikiem błędnej oceny ryzyka? (Do the explosions in mines result from incorrect risk assessment?), Proceedings of the 12th WUG Conference "Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie". SITG, Wisła 2010.
- 11. Trenczek S.: Kreowanie bezpiecznego górnictwa poprzez dostosowywanie przepisów i systemowego monitorowania do zmieniających się warunków naturalnych (Safe mining achieved due to the adaptation of laws and system-based monitoring to the changing natural conditions), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa No 1 (503), pp. 5-12, Katowice 2013.

DARIUSZ MUSIOŁ, Ph.D. Institute of Mining, Silesian University of Technology ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland dariusz.musiol@polsl.pl

> ARTUR PLUTA, M.Sc Budryk Coal Mine ul. Zamkowa 10, 43-178 Ornontowice, Poland

Monitorowanie i prognozowanie wydzielania metanu w ścianie a możliwości sterowania kompleksem ścianowym

Stosowane w górnictwie systemy monitorowania opierają się na rozwiązaniach mających swe korzenie w latach 90. XX wieku. Wiedza na temat wydzielania metanu z górotworu i zrobów w procesie urabiania węgla metodą ścianową jest dobrze usystematyzowana. Standardowo pomiar metanu wykonuje się na wlocie i wylocie rejonu ściany. Jednak wypadki, które zdarzyły się w ostatnich latach, sugerują, że w pewnych warunkach takie rozwiązanie nie jest wystarczające. Wprowadzając dodatkowe punkty pomiarowe wewnątrz ściany, uzyskuje się nowe możliwości monitorowania stężenia metanu w postaci szybszego reagowania na zagrożenia metanowe wewnątrz ściany. Uzyskuje się także możliwość krótkoterminowego prognozowania stężenia metanu o stosunkowo dużej dokładności. W artykule opisano propozycję systemu umożliwiającego pomiary stężenia metanu w ścianie wydobywczej, prognozowanie stężenia metanu oraz wykorzystanie wiedzy o jego stężeniach do sterowania pracą kombajnu. Zaprezentowano również wyniki kilku badań eksperymentalnych ilustrujących efektywność proponowanego systemu.

Słowa kluczowe: systemy monitorowania stężenia metanu, prognozowanie stężenia metanu, sterowanie kompleksem ścianowym.

1. WSTĘP

Monitorowanie zagrożeń metanowych w ścianie wydobywczej jest realizowane przez stacjonarne systemy metanometryczne, których czujniki są zabudowywane na wlocie do ściany i wylocie z niej. Ten sposób monitorowania od wielu lat jest wykorzystywany w górnictwie [2, 4, 5, 6, 9, 10, 12]. Tylko w niektórych przypadkach stosowane jest monitorowanie wewnątrz ścian wydobywczych. Analizując wypadki, które wydarzyły się w ostatnich latach, można stwierdzić, że występowanie atmosfery wybuchowej w ścianie zdarza się pomimo stosowania przewietrzania. W niektórych przypadkach używane zabezpieczenia metanometryczne okazały się niewystarczające, gdyż nastąpiło zapalenie lub wybuch metanu. Stosowane systemy zabezpieczające skupiają się na rozpoznaniu zagrożenia poprzez stwierdzenie obecności w powietrzu mieszaniny gazowej o stężeniu przekraczającym 2% CH4 i przeciwdziałaniu zagrożeniu poprzez wyłączenie energii elektrycznej jako głównego źródła potencjalnego inicjału [11, 12, 13]. Metody te niestety nie zabezpieczają w wystarczający sposób przed zagrożeniem wybuchem metanu. Przyczyna tego jest między innymi niewystarczająca liczba czujników oraz sposób i miejsce ich rozmieszczenia. Większość ścian użytkowanych w Polsce ma długość około 250 m. Przy zabudowie metanomierza na wlocie do ściany i wylocie z niej oraz średniej prędkości powietrza 1,6 m/s mamy do czynienia z opóźnieniem sięgającym 2,5 minuty w propagacji gazu wzdłuż ściany. Jeżeli w początkowej części ściany wystąpi wydzielenie metanu, to dopiero po około dwóch minutach dowiemy się o jego stężeniu. Jeżeli będzie to wypływ o dużej objętości, to może nie zostać rozrzedzony, a wtedy pomimo realnego zagrożenia urządzenia pracujące w ścianie nie zostaną wyłączone. Jest więc celowym rozważenie zabudowy dodatkowych urządzeń pomiarowych w ścianie, tak aby pomiar stężenia metanu mógł być realizowany jak najbliżej źródła wydzielania. Mając większą liczbę danych, można pokusić się o prognozowanie stężenia metanu z pewnym wyprzedzeniem czasowym na wylocie ze ściany i zwrotnie wypracowywać sygnał sterujący dla kombajnu.

Możliwość krótkoterminowego prognozowania sprawdzono przeprowadzając eksperyment polegający na zabudowaniu czujników metanu w wyrobisku ścianowym i wywołaniu zaburzenia wentylacji w ścianie. Następnie uzyskane wyniki posłużą do wykonania obliczeń i symulacji. W artykule pokazano również koncepcję systemu do pomiaru metanu w wyrobisku ścianowym.

2. KRÓTKOTERMINOWA PROGNOZA STĘŻENIA METANU

Dla potrzeb realizacji badań eksperymentalnych związanych z monitorowaniem metanu w ścianie oraz krótkoterminowej prognozy stężenia metanu przygotowano środowisko testowe w jednej z polskich kopalń węgla kamiennego.

Z uwagi na przepisy obowiązujące w zakresie stosowania urządzeń i maszyn w warunkach występującego zagrożenia wybuchem metanu [8] niemożliwe było bezpośrednie rozszerzenie funkcjonalności stosowanego w wybranej kopalni systemu metanometrii automatycznej o dodatkowe metanomierze. Dlatego eksperyment przeprowadzono w stosunkowo krótkim okresie czasu. Rejon ściany charakteryzował się następującymi cechami:

 eksploatowany pokład zaliczony był do IV kategorii zagrożenia metanowego,

- wyrobiska w rejonie ściany zliczone były do pomieszczeń ze stopniem "c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu,
- metanowość bezwzględna ściany wynosiła nie mniej niż 15 m³/min,
- eksperymentalna zmiana warunków przewietrzania powodowała zmiany przepływu (migracji) gazów zrobowych w kierunku wyrobiska ścianowego,
- zmiana warunków przewietrzania nie mogła wypływać na pogorszenie bezpieczeństwa w rejonie ściany,
- zmiany stężeń metanu w wyrobisku ścianowym kontrolowane były przez funkcjonujący w kopalni system metanometrii automatycznej oraz dodatkowe metanomierze indywidualne zamontowane na czas eksperymentu,
- dodatkowe metanomierze indywidualne rozmieszczono w strefie przyzrobowej oraz w strefie urabiania.

Badania obejmowały zatem ścianę wraz ze strefą przyzawałową. Zaplanowane regulacje w podsieci poszczególnych rejonów miały doprowadzić do przepływu metanu ze zrobów do ściany. Z kolei wyłączenie z ruchu ściany w czasie badań eksperymentalnych przesądzało o tym, że zmian stężeń metanu w strefie urabiania z tytułu urabiania i transportu urobku nie odnotowano. Nie wykluczało to jednak ewentualnych zmian stężeń metanu spowodowanych migracją gazów ze zrobów do tej strefy.

Na rysunku 1 zaprezentowano schemat ściany, na której przeprowadzono eksperyment.



Rys. 1. Schemat ściany N-2

Tabela 1.

| Lp. | Numer | Lokalizacja | Strefa wyrobiska |
|-----|--------|---|------------------|
| 1 | MM148 | Ściana N-2 – 10 m od chodnika N-2 | centralna |
| 2 | AS038 | Chodnik N-2 – 150 m przed ścianą N-2 | centralna |
| 3 | PMM103 | Ściana N-2, sekcje 82-83 | centralna |
| 4 | PMM113 | Ściana N-2, sekcje 137-138 | urabiania |
| 5 | PMM120 | Ściana N-2, sekcje 22-23 | urabiania |
| 6 | PMM123 | Ściana N-2, sekcje 108-109 | urabiania |
| 7 | PMM127 | Ściana N-2, sekcje 52-53 | urabiania |
| 8 | PMM112 | Ściana N-2, sekcje 94-95 | urabiania |
| 9 | PMM117 | Ściana N-2, sekcje 123-124 | przyzawałowa |
| 10 | PMM121 | Ściana N-2, sekcje 68-69 | przyzawałowa |
| 11 | PMM124 | Ściana N-2, sekcja 155 | przyzawałowa |
| 12 | PMM128 | Ściana N-2, sekcje 37-38 | przyzawałowa |
| 13 | MM116 | Ściana N-2 – do 2 m od skrzyżowania z dowierzchnią N-3 | przyzawałowa |
| 14 | AS072 | Dowierzchnia N-3 | centralna |

Zestawienie czujników zabudowanych w rejonie ściany N-2 w pokładzie 404/2



Rys. 2. Ściana N-2 z zabudowanymi dodatkowymi metanomierzami przenośnymi

W rejonie ściany N-2, oprócz indywidualnych metanomierzy typu PMM-1 zainstalowanych przed badaniami eksperymentalnymi i w ich trakcie, poziom stężeń metanu kontrolowany był jednocześnie metanomierzami stacjonarnymi typu MM-2, MM-2PW stanowiącymi elementy metanometrii automatycznej oraz innymi przyrządami, działającymi w ramach systemu monitorowania typu SMP-NT/A.

Zestawienie i lokalizację wybranych metanomierzy indywidualnych i stacjonarnych przedstawiono odpowiednio w tabeli 1 oraz na rysunkach 2 i 3.



Rys. 3. Rozmieszczenie czujników stacjonarnych w czasie badań eksperymentalnych w rejonie ściany N-2

W przypadku ściany N-2, na której przeprowadzano eksperyment, regulacja podsieci polegała na zamknięciu i doszczelnieniu tamy wentylacyjnej pochylni N-1 przy wlocie świeżego powietrza. Szczegółowy plan badań zakładał:

- montaż 10 czujników PMM-1 w ścianie N-2,
- zamknięcie tamy T1 na wejściu do pochylni N-1,
- otwarcie tamy w pochylni N-1,
- całkowite otwarcie tamy T3 w chodniku N-3,
- zamknięcie tamy T3 w chodniku N-3,

- zakończenie pomiarów, przy czym awaryjne zatrzymanie badań eksperymentalnych i zamknięcie tamy T3 w chodniku N-3 miało nastąpić po stwierdzeniu wzrostu stężeń metanu w ścianie do wartości 2,0%,
- powrót do stanu pierwotnego przewietrzania.

Po zrealizowaniu eksperymentu czujniki przenośne zostały zdemontowane, a dane zgromadzone w ich pamięci zapisano w plikach tekstowych celem dalszej analizy. Na rysunkach 4 i 5 przedstawiono przebiegi stężeń metanu zarejestrowane przez wybrane czujniki.



Rys. 4. Przebieg zmian stężeń metanu zarejestrowany przez metanomierze indywidualne zainstalowane w rejonie ściany N-2



Rys. 5. Przebieg zmian stężeń metanu oraz parametrów wentylacyjnych zarejestrowany przez przyrządy pomiarowe stacjonarne zainstalowane w rejonie ściany N-2

2.1. Prognoza

W pierwszym etapie analizy przystąpiono do sporządzenia macierzy korelacji zmiennych. Dzięki temu uzyskano odpowiedź na pytanie o to, które ze zmiennych mają największy wpływ na zmienną prognozowaną.

Zmienną prognozowaną były wskazania czujnika MM116, a horyzont prognozy wynosił 3 minuty. Przedmiotem prognozy nie była dokładna wartość stężenia metanu, a wartość maksymalna, jaka w okresie 3 minuty + 30 sekund zostanie zarejestrowana przez czujnik MM116.

Należy podkreślić, że podczas tworzenia modelu prognostycznego nie wykorzystano wcześniejszych wartości zmiennej zależnej, a więc tych wartości, które są znane podczas generowania prognozy.

Następnie opracowano ranking zmiennych objaśniających (tych, których użyto do prognozowania) według wartości bezwzględnej współczynnika korelacji (rys. 6) ze zmienną prognozowaną (im większa wartość, tym większy wpływ zmiennej na wartość prognozowaną). Ranking ten przedstawiono w tabeli 2.



Rys. 6. Macierz korelacji czujników ściany N-2 (korelacje nieistotne statystycznie zaznaczono znakiem X)

Tabela 2.

| Czujnik | Korelacja | Siła korelacji |
|-----------------|-----------|----------------|
| PMM120 (ściana) | 0,8769 | bardzo silna |
| PMM123 (ściana) | 0,8660 | bardzo silna |
| PMM103 (ściana) | 0,8576 | bardzo silna |
| PMM127 (ściana) | 0,8328 | bardzo silna |
| PMM121 (zroby) | 0,7860 | silna |
| PMM113 (ściana) | 0,7839 | silna |
| PMM112 (zroby) | 0,7543 | silna |
| TP11 | 0,7055 | silna |
| PMM117 (zroby) | 0,7024 | silna |
| PMM128 (zroby) | 0,6982 | silna |
| AS038 | -0,6942 | silna |
| PMM124 (zroby) | 0,6334 | silna |
| BA13 | -0,5555 | częściowa |
| MM148 | 0,3988 | brak |
| BA23 | -0,3056 | brak |
| TP21 | 0,2665 | brak |
| RH12 | 0,2619 | brak |
| AS099 | 0,2197 | brak |
| RH22 | -0,0234 | brak |

Ranking zmiennych objaśniających skorelowanych względem metanomierza MM116

Jako metodę tworzenia modelu prognostycznego wybrano metodę indukcji reguł regresyjnych [7], która jest metodą analizy zbliżoną do regresji liniowej. Metoda, podobnie jak indukcja drzew regresyjnych [1], pozwala na utworzenie różnych modeli liniowych w zależności od wartości zmiennych objaśniających. Warto wspomnieć, że do prognozowania metanu wykorzystywano również metody analizy szeregów czasowych [3], jednak okazały się one mniej efektywne niż reguły regresyjne.



Rozkład błędów prognozy (wartość rzeczywista minus dopasowana)

Rys. 7. Rozkładu błędów prognozy (wartość rzeczywista minus dopasowana)



Wartości rzeczywiste vs dopasowane przez model

Rys. 8. Wykres wartości rzeczywistych i prognozowanych

Tabela 3. Ocena dokładności modelu prognostycznego

| Wskaźnik | Wartość |
|--|---------|
| Pierwiastek z błędu średniokwadratowego (RMSE) | 0,0213 |
| Pierwiastek ze względnego błędu średnio- kwadratowego (RRMSE) | 0,1103 |
| Korelacja | 0,9939 |

Na rysunku 7 przedstawiono rozkład błędów prognozy na testowej – tej, która nie została użyta do wyznaczenia reguł – części rozważanego zbioru danych. Widać, że zdecydowana większość błędów mieści się w zakresie 0,05% stężenia metanu – wynik taki należy uznać za bardzo obiecujący. Potwierdzają to zbiorcze wskaźniki błędu prognozy obliczane na całym zbiorze testowym, jakie zawarto w tabeli 3. Na rysunku 8 przedstawiono wykres wartości rzeczywistych i prognozowanych przez model. Największe błędy prognozy odnotowano przy wysokich – w granicach 2,0% – stężeniach metanu. Świadczy to o tym, że potrzebne są dalsze badania mające na celu polepszenie jakości prognozy dla wyższych, a więc tych najbardziej interesujących z praktycznego punktu widzenia, stężeń metanu.

Przeprowadzony eksperyment pokazuje, że prognozy stężenia metanu mogą być użyteczną informacją dla algorytmu sterowania działaniem kombajnu lub do wyprzedzającego (prewencyjnego, ale nie awaryjnego) wyłączania energii elektrycznej.

3. WYPŁYW METANU W ŚCIANIE WYDOBYWCZEJ – ANALIZA PRZYPADKU

Podczas akwizycji danych dla celów opracowania modelu prognostycznego nie odnotowano masywnych wypływów metanu w ścianie. Aby uzasadnić celowość monitorowania metanu w ścianie wydobywczej, przeanalizowano kilkanaście dostępnych zbiorów danych pomiarowych będących w dyspozyniżej opisano jeden taki przypadek. Wypływ metanu widoczny na rysunku 9 stwierdzono w dolnej części wyrobiska. W ścianie oprócz typowych czujników na wlocie i wylocie zamontowane były również czujniki metanometryczne na sekcjach obudowy zmechanizowanej oraz przy tzw. zastawce przenośnika zgrzebłowego. Na rysunku 9 zaprezentowano sytuację wystąpienia wypływu metanu o stężeniu bliskim 5% oraz jego wpływ na wskazania metanomierza na wylocie ze ściany. Metanomierz MM58 zabudowany był na 50-tej sekcji obudowy ścianowej na wysokości obudowy przenośnika zgrzebłowego, natomiast metanomierz MM59 - w ścianie w odległości mniejszej niż 10 m od skrzyżowania z upadową. Prędkość powietrza w ścianie wynosiła ok. 1,6 m/s.



Rys. 9. Wypływ metanu w ścianie oraz jego wpływ na wskazania metanomierza na wylocie ze ściany

Analizując przebiegi wskazań metanomierzy umieszczonych na rysunku, można zauważyć, że stężenie metanu bliskie 5% utrzymywało się na metanomierzu MM58 co najmniej 30 s. Jeżeli w tym czasie nastąpiłoby iskrzenie o energii wystarczającej do spowodowania zapłonu, mielibyśmy do czynienia z wybuchem. Przytoczony przykład potwierdza, że podczas prowadzenia prac eksploatacyjnych dochodzi do lokalnych wypływów metanu o stężeniu niebezpiecznym. Wysokie stężenia metanu występują w miejscach, które nie są standardowo monitorowane – wypływy te mają charakter lokalny. Jeśli bazowałoby się jedynie na wskazaniach metanomierzy zabudowanych na wylocie ze ściany, wypływy takie mogłyby pozostać niezauważalne (rys. 9, wykres MM59).

Przedstawiony przypadek pokazuje, że celowe jest prowadzenie monitorowania stężenia metanu w ścianie wydobywczej jako uzupełnienie standardowej procedury monitorowania stosowanej obecnie.

4. SYSTEM MONITOROWANIA ŚCIANOWEGO

4.1. Koncepcja

Analizując przypadki zdarzeń w trakcie pracy kompleksów ścianowych oraz wyniki eksperymentów, można stwierdzić, że rozwiązaniem, które zdecydowanie poprawiłoby bezpieczeństwo, jest zabudowa dodatkowych metanomierzy bezpośrednio w ścianie, czyli jak najbliżej miejsca wydzielania się metanu. W zależności od specyfiki metanomierze powinny być zabudowane w świetle wyrobiska pod stropem oraz od strony odzrobowej, np. tak, jak pokazano na rysunku 10. Odległości pomiędzy czujnikami nie powinny być większe niż 20 m. Przy stosowaniu sekcji obudów zmechanizowanych o szerokości 1,7 m czujnik metanu powinien być zabudowany na każdej co dziesiątej sekcji. Biorąc pod uwagę wyniki eksperymentu omówionego w rozdziale 3, należy stwierdzić, że dodatkowym zabezpieczeniem może być prognozowanie stężenia metanu na wylocie ze ściany i uruchamianie – na podstawie tych danych - procedur zaradczych, np. wyłączanie kombajnu bez wyłączania przenośnika zgrzebłowego.

W przypadku, gdyby dostępne były dane na temat umiejscowienia kombajnu w ścianie oraz bieżącego chwilowego poboru prądu przez organy urabiające, można by wykorzystać te dane do prognozy. W efekcie dałoby się uzyskać prognozę stężenia metanu na wylocie ze ściany uwzględniającą prędkości urabiania. Mając te dane, można by wypracować sygnał dyskretny, który zostałby zwrotnie przesłany do kombajnu w celu ograniczenia mocy i zmniejszenia prędkości urabiania w przypadku stwierdzenia, że przy obecnych parametrach nastąpi przekroczenie granicznych wartości stężenia metanu i awaryjne wyłączenie kombajnu. Dzięki temu możliwe byłyby zwiększenie płynności pracy kompleksu ścianowego i minimalizacja jego awaryjnych włączeń.

4.2. Budowa systemu

System metanometryczny, którego czujniki byłyby zabudowane w ścianie, powinien być traktowany jako uzupełnienie istniejących systemów metanometrycznych. Dostępna technika komputerowa i pomiarowa pozwala na zbudowanie takiego systemu wraz z lokalnym zasilaniem w rejonie ściany. Ze względu na potrzebę prowadzenia obliczeń związanych z prognozowaniem niezbędne jest zastosowanie komputera wyposażonego co najmniej w procesor z czterema wątkami przetwarzającymi oraz o pamięci przynajmniej 8 GB. Oferowane obecnie na rynku komputery

w obudowach ognioszczelnych z powodzeniem spełniają te wymagania. Niestety w chwili obecnej nie ma dostępnych na rynku komputerów w wykonaniu iskrobezpiecznym. W przypadku czujników zabudowywanych w ścianie można rozważyć dwa rozwiązania. Pierwszym z nich jest transmisja przewodowa z wykorzystaniem iskrobezpiecznych linii transmisyjnych i interfejsu RS-485. W tym przypadku na rynku są dostępne rozwiązania i czujników metanometrycznych z interfejsem RS-485, i urządzenia samej magistrali RS-485. Zasilanie czujników może być prowadzone tymi samymi kablami (dodatkowe żyły zasilające). Drugim rozwiązaniem może być transmisja radiowa na częstotliwości 868 MHz lub 2,4 GHz. Jednak i tak zasilanie czujników należy prowadzić przewodowo. Zasilanie bateryjne w przypadku czujników metanu, nawet gdybyśmy rozpatrywali czujniki pracujące na zasadzie pochłaniania podczerwieni, wystarcza na zasilenie takiego metanomierza na zaledwie kilkadziesiąt godzin przy cyklu pomiaru wynoszącym 1 minutę. Oczywiście nie można obecnie jednoznacznie stwierdzić wyższości któregokolwiek z rozwiązań.

Rozpatrując w dalszej części system bezprzewodowy, należy zwrócić uwagę na zasilanie czujników. Mając do dyspozycji zasilanie 127 lub 230 V, można zastosować typowe zasilacze sieciowe z buforem, które pozwolą na pracę urządzeń w momencie zaniku zasilania spowodowanego awarią czy też przekroczeniem stężenia metanu. Czujniki zabudowane w ścianie utrzymują połączenie pomiędzy sobą i, wykorzystując technologię MESH, przekazują dane do Lokalnej Stacji Pomiarowo-Sterującej (rys. 10). W stacji tej dane z czujników są wstępnie obrabiane, a następnie przesyłane przewodowo do Rejonowej Stacji Monitorowania. Rejonowa Stacja Monitorowania jest odpowiedzialna za przetwarzanie danych, obliczenia i generowanie prognozy. Wyniki obliczeń trafiają z powrotem do Lokalnej Stacji Pomiarowo-Sterującej i dopiero z tej stacji jest generowany sygnał wyłaczenia lub sterowania. Dane przetwarzane w RSM mogą być transmitowane na powierzchnię do systemu metanometrycznego. W celu zapewnienia pewniejszych prognoz RSM pobiera dane z powierzchniowej części systemu metanometrycznego. Dane te są wykorzystywane do weryfikacji generowanych prognoz.



Rys. 10. Przykładowy sposób zabudowy czujników w ścianie

Ważnym zagadnieniem jest kwestia dostępu do informacji o umiejscowieniu kombajnu i prądzie pobieranym przez organy urabiające. Informacje te można pobrać z systemów sterowania kombajnu – większość obecnych na rynku systemów oferuje taką możliwość. W przypadku braku możliwości pobrania tych informacji nie będzie możliwości generowania pełnej prognozy uwzględniającej pracę kombajnu. Prognoza generowana w takim przypadku pozwoli jedynie na zapobiegawcze wyłączenia energii elektrycznej (żeby tylko wyłączyć kombajn), pozwalając jednak odtransportować urobek zalegający na przenośniku zgrzebłowym. Sygnały sterujące wypracowywane w RSM poprzez LSPS powinny być przesyłane do sterownika kombajnu. W zależności od przyjętego rozwiązania można wykorzystywać te sygnały jako podpowiedź dla operatora, żeby zmniejszył prędkość urabiania, lub w sposób automatyczny ograniczać prędkość urabiania, informując operatora o wprowadzonej blokadzie.

5. WYKORZYSTANIE WYNIKÓW PROGNOZOWANIA DO STEROWANIA PRACĄ KOMBAJNU

Oprogramowanie zainstalowane w RSM zbiera dane z czujników zainstalowanych w ścianie oraz podłączonych do stacjonarnego systemu metanometrycznego. Praca systemu rozpoczyna się w momencie startu zbierania danych. Dane zgromadzone w bazie danych służą do prognozowania. W pierwszej kolejności tworzony jest model. Dopóki model o satysfakcjonującej jakości nie zostanie stworzony, nie może być zrealizowana prognoza. Jeżeli model spełnia minimalne wymagania dotyczące jakości prognoz (wymagania te można zdefiniować liczbowo i obliczać dla przesuwającego się okna czasowego o zadanej szerokości np. 1 h), to system przechodzi w tryb prognozowania (rys. 11). Jeżeli jakość prognoz spadnie poniżej akceptowalnego minimum (rys. 11), system próbuje automatycznie utworzyć nowy model, bazując na najnowszych danych pomiarowych. Do chwili uzyskania satysfakcjonujących wyników prognoz system pracuje tylko w trybie monitorowania.



Rys. 11. Schemat blokowy algorytmu prognozowania i sterowania kombajnem

Na rysunku 11 przedstawiono schemat blokowy algorytmu sterowania kombajnem. W przypadku prognozy mówiącej o przekroczeniu dopuszczalnego poziomu metanu lub zbliżaniu się do tego poziomu obliczana jest wartości tzw. blokady, mającej na celu – w zależności od wartości prognozy – spowolnienie procesu urabiania. Blokada jest wartością dyskretną przyjmującą wartości od 1 do 10. Wartość 1 to najmniejsze spowolnienie urabiania, a 10 – to zatrzymanie kombajnu. Wartość blokady wysyłana jest do sterownika kombajnu, gdzie wprowadzana jest jako automatyczna blokada prędkości urabiania lub jako wskazówka dla operatora.

6. PODSUMOWANIE

Mając na uwadze nabyte doświadczenia, przeprowadzone eksperymenty i stan techniki, można stwierdzić, że stosując dotychczasowe rozwiązania i metody, nie można w znaczący sposób poprawić stopnia bezpieczeństwa związanego z zagrożeniem metanowym występującym w ścianach wydobywczych.

Poprawę taką możemy uzyskać, monitorując wydzielanie metanu jak najbliżej źródła, tj. bezpośrednio w ścianie wydobywczej, co pozwoli zaobserwować – bez zbędnego opóźnienia – wypływy metanu, które mogą być przyczyną zwiększonego zagrożenia.

Zwiększenie liczby czujników w połączeniu z metodami analizy danych pomiarowych pozwala na podniesienie jakości zabezpieczeń na wyższy poziom. Uzyskujemy tym sposobem wyprzedzającą informację o możliwym przekroczeniu granicznych poziomów stężenia metanu, dodatkowo informacje te mogą być wykorzystane do wpływania na intensywność prowadzenia procesu urabiania węgla.

Tym samym można stwierdzić:

- pomiar stężenia metanu w wielu miejscach ściany oraz innych parametrów wentylacyjnych pozwala na wykonanie prognozy stężenia metanu na wylocie ze ściany w horyzoncie kilku minutowym,
- uzyskaną prognozę można wykorzystać do wnioskowania w systemach metanometrycznych oraz do sterowania pracą kombajnu (zmniejszenie prędkości ciągnika oraz ewentualne wyłączenie kombajnu) wpływając na stężenie metanu na wylocie ze ściany,
- pomiar metanu w ścianie jak najbliżej miejsca jego wydzielania, pozwala na szybkie wyłączenia energii elektrycznej w ścianie co zabezpiecza przed zainicjowaniem zapłonu metanu od iskry elektrycznej lub iskry od pracujących części maszyn.

Podziękowania

Prace opisane w niniejszej publikacji były częściowo finansowane przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach grantu PBS2/B9/20/2013 realizowanego w ramach Programu Badań Stosowanych.

Literatura

- Breiman L., Friedman J.H., Olshen R.A., Stone C.J.: Classification and Regression Trees, Wadsworth, Belmont CA 1994.
- Cierpisz, S., Miśkiewicz, K., Wojaczek, A., Musioł, K.: Systemy gazometryczne w górnictwie. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
- Dixon W.D.: A statistical analysis of monitored data for methane prediction, Ph. D. Thesis, University of Nottingham, Dept. of Mining Engineering, May 1992.
- Dziurzyński W., Wasilewski S.: Ocena zagrożenia metanowego w rejonie ściany na podstawie czujników gazometrii oraz symulacji komputerowej przepływu mieszaniny powietrza i metanu, Przegląd Górniczy 12, 2012 str. 28.
- Hartman H.L., Mutmansky J.M., Ramani R.V., Wang Y.J.: Mine ventilation and air conditioning, New York, Wiley 1997.
- Klakus J., Krzystolik P.: *Rozwój aparatury metanometrycznej na* tle zmian przepisów, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 2, 1985 str. 27-31.
- Kozielski M., Skowron A., Wróbel Ł., Sikora M.: *Regression rule learning for methane forecasting in coal mines*, International Conference Beyond Databases Architectures and Structures. Communications in Computer and Information Science 521, Springer 2015 str. 495-504.
- Krause E., Łukowicz K.: Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego, Instrukcja Nr 17. Główny Instytut Górnictwa, Mikołów 2004.
- Krzystanek Z., Dylong A., Wojtas P.: Monitorowanie parametrów środowiska w kopalniach węgla kamiennego – System SMP-NT, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 9, 2004 str. 23-45.
- Noack K.: Control of Gas Emission in Underground Coal Mines, International Journal of Coal Geology 35, 1998 str. 57-82.
- Trenczek S.: Charakterystyka zagrożeń naturalnych. Monitorowanie, telemetria i narzędzia informatyczne w górnictwie dla poprawy bezpieczeństwa pracy – wybrane zagadnienia, S. Trenczek (Ed.) Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice, 2014 str. 7-29.
- Wasilewski S.: Porównanie systemów monitorowania zagrożeń gazowych i kontroli wentylacji o działaniu ciągłym, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 344(4/5), 1999 str. 123-127.
- Wasilewski S.: Gazometria automatyczna. Innowacje dla gospodarki, S. Trenczek (Ed.), Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2010 str. 141–161.

mgr inż. ARTUR DYLONG Centrum Transferu Technologii EMAG Sp. z o.o. ul. Leopolda 31, 40-189 Katowice a.dylong@cttemag.pl

Działanie przetwornika prądowo-napięciowego z rdzeniem amorficznym

W artykule przedstawiono i omówiono wyniki badań charakterystyk metrologicznych nowej generacji przetworników prądowo-napięciowych wyprodukowanych przy użyciu innowacyjnej technologii miękkich części magnetycznych. Określono błędy prądowe i kątowe przetworników wraz z zakresami prądowymi i częstotliwościowymi ich pracy.

Słowa kluczowe: materiały amorficzne, pomiar prądu, przetwornik prądowonapięciowy, zniekształcone przebiegi prądu

1. WPROWADZENIE

Prądy mierzone w obwodach pierwotnych są podstawowym źródłem informacji na temat statusu systemów elektrycznych. Brak tych danych uniemożliwia właściwe sterowanie działaniem urządzenia energoelektrycznego i jego ochroną w przypadku awarii. Wartości prądów pierwotnych zazwyczaj przekraczają możliwości urządzeń pomiarowych, w związku z tym niezbędne jest zastosowanie odpowiedniego, dodatkowego urządzenia w celu dopasowania się do sygnałów o akceptowalnym poziomie. Najczęściej używa się do tego transformatorów lub przetworników z cewką Rogowskiego [7, 11, 12].

Urządzenia energoelektroniczne są coraz częściej wykorzystywane do sterowania różną aparaturą i sprzętem elektrycznym (np. aparaturą elektryczną zasilaną przez przetworniki częstotliwości). Oczywiście w takich przypadkach związane to jest z deformacją przebiegów prądu i napięcia. Zakłócenia te mają znaczny wpływ na jakość pomiarów w sieciach energoelektrycznych. Ma to szczególne znaczenie, kiedy zasilanie i/lub energia oraz prąd i/lub napięcie rozważane są jako kryteria operacyjne w zabezpieczeniach automatycznych elektrycznych systemów zasilania [1, 4, 5].

Doświadczenia pokazują, że błędy związane ze standardowymi przetwornikami prądu lub z zakłóceniami wynikającymi z zastosowania cewki Rogowskiego mogą być dość znaczne w przypadku przebiegów odkształconych [6, 10]. Dlatego należy znaleźć właściwie zaprojektowane rozwiązanie techniczne albo użyć innych przetworników prądowych (lub prądowo-napięciowych) w przypadku, gdy liczba zastosowanych urządzeń energoelektronicznych jest duża, co może znacznie odkształcić przebiegi prądowe z powodu wygenerowanych wyższych harmonicznych. Wszystkie te przetworniki powinny być odporne na zaburzenia zewnętrzne z pól elektromagnetycznych wygenerowane przez sąsiednie ścieżki prądowe. Alternatywą dla tradycyjnych przetworników prądowych i/lub cewek Rogowskiego mogą być nowo opracowane przetworniki pradowo-napięciowe ze zmodyfikowanym technologicznie rdzeniem wykonanym z materiału amorficznego [3, 8].

2. MATERIAŁY AMORFICZNE

Wymagania wobec przetworników pomiarowych prądu dotyczą głównie cewki magnetycznej. Dokładne przetworzenie sygnałów wymaga użycia materiałów, które dają minimalne straty energii i maksymalną przenikalność magnetyczną. Zastosowane materiały magnetyczne nie spełniają już wymagań użytkowników i projektantów, zwłaszcza jeżeli chodzi o szerszy zakres częstotliwości i większą dokładność.

Obecnie można wyróżnić dwa kierunki w rozwoju materiałów magnetycznych. Pierwszy ma za zadanie poprawę właściwości powszechnie używanych ma-

teriałów, takich jak stopy niklu i żelaza lub blacha elektrotechniczna. Stopy niklu i żelaza mogą mieć też domieszki innych odpowiednich metali. Natomiast drugi kierunek to rozwój miękkich amorficznych materiałów magnetycznych w formie drobno granulowanych stopów zawierających w 80% metale, takie jak żelazo, nikiel i/lub kobalt. Pozostałe 20% to pierwiastki niemetaliczne, takie jak bor, wegiel, german, fosfor lub krzem. Należą one do grupy tak zwanych szkieł metalicznych o strukturze podobnej do metali ciekłych. Charakteryzują się one wiązaniem metalicznym i powstają w procesie szybkiego schłodzenia płynnego stopu, który tworzy strukturę amorficzną. Z powodu ich cienkiej i kruchej budowy nazywane są materiałami szklistymi. W ich strukturze nie ma atomów ułożonych. Dlatego położenie i typ pierwiastków stopowych w środowisku atomu, liczba wiązań chemicznych oraz odległości i kąty kształtu są różne dla różnych położeń atomu [13]. Podstawowe cechy, które określają przydatność materiałów amorficznych (produkowanych w formie taśmy) w urządzeniach elektronicznych i energoelektrycznych, to:

– wąska pętla histerezy,

- wysoka oporność,
- mała grubość taśmy.

Wąska pętla histerezy powoduje małe straty histerezy, natomiast grubość taśmy 0,1 mm wpływa na niskie straty prądu wirowego. Jednakże wadą tych materiałów jest ich wysoka twardość i kruchość.

3. WYNIKI I ICH OMÓWIENIE

Przedmiotem badań były przetworniki prądowonapięciowe z rdzeniami amorficznymi o współczynniku skrętu równym 1 mV/A (jak to pokazano na rys. 1). Uzwojenie pierwotne stanowi jeden zwój przechodzący przez okno przetwornika, podczas gdy uzwojenie wtórne, o określonej liczbie zwojów, jest nawinięte na rdzeń. Zaciski uzwojenia wtórnego S1 i S2 są obciążone rezystorem, który decyduje o wymaganej wartości przekładni. Charakterystyki magnetyzacji materiału amorficznego zastosowanego w rdzeniu przedstawiono na rys. 2.

Podczas testu zmierzono i zapisano wartości RMS (wartości średniej kwadratowej) oraz przebiegi prądu pierwotnego i wtórnego. Zbadano też wpływ dokładności transformacji na błąd prądowy i kątowy. Dokonano symulacji przebiegów różnych odkształceń przy różnej zawartości wyższych harmonicznych. Uproszczony schemat systemu do testowania działania przetworników prądowo-napięciowych przedstawiono na rys. 3.



Rys. 1. Widok przetwornika prądowo-napięciowego z materiałem amorficznym



Rys. 2. Krzywa magnetyzacji rdzenia testowanego przetwornika prądowo-napięciowego



Rys. 3. Uproszczony schemat elektryczny systemu do testowania przetworników prądowych; 1 – badany przetwornik prądowy, 2 – mikroprocesorowy symulator sygnału, 3 – rejestrator cyfrowy

Prąd pierwotny I_{IN} o wymaganej amplitudzie i częstotliwości został wygenerowany przez źródło prądu typu OMICRON. Następnie zarejestrowano przebiegi wtórne za pomocą rejestratora SEFRAM. Na podstawie wyników pomiarów określono zarówno błąd prądowy, jak i kątowy. Błędy prądowe DI obliczono przez porównanie amplitudy napięcia (przetworzonej na prąd I_{OUT}) zarejestrowanej na wtórnej stronie amplitudy odniesienia wytworzonego prądu I_{IN} :

$$DI = \frac{I_{OUT} - I_{IN}}{I_{IN}} \cdot 100\%$$
(1)

gdzie:

- I_{OUT} wartość skuteczna prądu po stronie wtórnej, odniesiona do prądu pierwotnego [A];
- I_{IN} wartość RMS prądu pierwotnego ustalona w symulatorze [A].

Błędy kątowe zostały określone przez porównanie czasu pradu zerowego na obu stronach przetwornika.

Podstawowe badania przeprowadzono dla częstotliwości podstawowej równej 50 Hz przez zmianę wartości RMS prądu pierwotnego w zakresie do 1000 A. Dodatkowo zbadano wpływ zmian częstotliwości na dokładność przebiegu przetworzonego prądu na stronie wtórnej. Wybrane wyniki badań przedstawiono na rys. 4-9.



Rys. 4. Wartość RMS prądu wyjściowego I_{OUT} (na stronie wtórnej) jako funkcja wartości pierwotnej RMS I_{IN} dla częstotliwości równej 40 Hz oraz I_{IN} w zakresie od 10 do 100 A



Rys. 5. Błąd prądowy DI w odniesieniu do I_{IN} (wartość RMS) w zakresie od 10 do 100 A dla częstotliwości 50 Hz



Rys. 6. *Błąd kątowy DK w odniesieniu do I*_{IN} (wartość *RMS*) w zakresie od 10 do 100 A dla częstotliwości 50 Hz

Dla częstotliwości równej 50 Hz i wartości RMS prądu pierwotnego zmienionej z 10 na 100 A wszystkie badane przetworniki zachowują transformację liniową (rys. 4). Zarejestrowane przebiegi prądowe są tylko nieznacznie zakłócone, co jest odzwierciedlone niskimi błędami prądowymi (\leq 3%) i kątowymi (do 3°), jak to pokazano na rys. 5 i 6. Dla wyższych wartości prądu (do 1000 A RMS) wartości obydwu błędów są nieistotne (DI<2%, DK<0,2°). Badanie pokazuje, że przy niskiej częstotliwości sygnału wejściowego (od 10 do 50 Hz) błędy prądowe i kątowe są również nieduże (rys. 7-9).



Rys. 7. Zmienność prądu wyjściowego RMS I_{OUT} (na wtórnej stronie) w odniesieniu do częstotliwości prądu wejścia I_{IN} (prąd pierwotny) z RMS równym 50 A



Rys. 8. *Błąd prądowy DI jako funkcja częstotliwości* w formie przebiegu sinusoidalnego $I_{IN} = 50 A$



Rys. 9. Błąd kątowy DK w odniesieniu do częstotliwości prądu pierwotnego (I_{IN} = 50 \text{ A RMS})

Po zwiększeniu częstotliwości do 650 Hz zaobserwowano, że wciąż zachowana jest liniowość transformacji przetwornika prądowo-napięciowego z rdzeniem amorficznym. Charakterystyki metrologiczne nowych przetworników prądowo-napięciowych są o wiele lepsze niż najczęściej używanych przetworników CT i/lub cewek Rogowskiego [2, 9]. Jest to widoczne na przebiegach pokazanych na rys. 10.



Rys. 10. Przebiegi prądu wyjściowego przy sinusoidalnym prądzie wyjścia (I_{IN}) o wartościach 10 A RMS i 20 Hz; 1 – cewka Rogowskiego, 2 – standardowy transformator prądu, 3 – przetwornik prądowo-napięciowy z rdzeniem amorficznym, 4 – prąd wejściowy



Rys. 11. Przebiegi prądu wyjściowego dla wartości prądu wyjścia równej 50 A i częstotliwości 20 Hz z narzuconą piątą harmoniczną o wielkości równiej 2 A (20%); 1 – cewka Rogowskiego, 2 – standardowy transformator prądu, 3 – przetwornik prądowo-napięciowy z rdzeniem amorficznym, 4 – prąd wejściowy (pierwotny)

Analizując wynikowe przebiegi różnych nadajników, można sformułować wniosek, że tylko przetwornik z rdzeniem amorficznym dokładnie odtwarza sygnał wejściowy. Zarówno jego błąd prądowy, jak i kątowy są najmniejsze.

Rys. 11. przedstawia przebiegi prądu wyjściowego I_{OUT} dla badanych przetworników w przypadku, gdy

prąd pierwotny (I_{IN}) jest odkształcony. Można zauważyć, że sygnał wyjściowy przetwornika z rdzeniem amorficznym jest praktycznie taki sam, jak przebieg prądu wejściowego, podczas gdy dla innych nadajników kształt ten jest znacznie odchylony.

4. PODSUMOWANIE

Na podstawie uzyskanych wyników można sformułować następujące wnioski:

- przetwornik prądowo-napięciowy z rdzeniem amorficznym jest linearny w zakresie badanych wartości prądu pierwotnego (od 1 do 1000 A),
- nowy przetwornik prądowo-napięciowy charakteryzuje się bardzo dobrym działaniem (własności metrologiczne) w szerokim zakresie wartości RMS prądu pierwotnego (od 1 do 1000 A) oraz jego częstotliwości (od 10 do 650 Hz). Błędy prądowe utrzymują się na poziomie kilku procent, a błędy kątowe nie przekraczają 6°,
- zapotrzebowanie na tego typu przetworniki prądowo-napięciowe z rdzeniem amorficznym jest szczególnie wysokie w systemach pomiarowych i systemach bezpieczeństwa ze znacznie odkształconymi przebiegami prądu.

Literatura

- Habrych M., Macierzyński D., Morawiec M.: Optymalizacja konstrukcji przetwornika prądowo-napięciowego z rdzeniem amorficznym, Materiały konferencyjne XIX Sympozjum Naukowo-Technicznego SEMAG, s. 114-124, Szklarska Poręba 2013.
- Gacek A., Książek L., Wlazło P.: Data transmission from electronic current transducers to a process bus in the IEC 61850 standard, Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering, 2015, No. 4(524), pp. 11-15.
- Luciano B.A., Inacio R.C., Silva P.D.E., Guerra F.D.F., Freire R.C.S.: Performance of Single Wire Earth Return Transformers with Amorphous Alloy Core in a Rural Electric Energy Distribution System, Materials Research, 2012, No. 15 (5), pp. 801-805.

- Miedziński B., Dzierżanowski W., Habrych M., Nouri H.: Wyniki badań zachowania się nowego czulego zabezpieczenia ziemnozwarciowego z czujnikiem Halla, Przegląd Elektrotechniczny, 2010, nr 86(7), s. 181–183.
- Miedziński B., Pyda D., Habrych M.: Selection of Energizing Quantities for Sensitive Ground Fault Protection of MV Electric Power Networks, Electronics and Electrical Engineering, 2012, No. 7(123), pp. 109-112.
- Piwowarczyk J., Pacholski K.: Utilization of Levenberg-Marquardt's Method for Identification of the Electronic Current Transducer with a Hall Effect Sensor in a Feedback Loop, Metrology and Measurement Systems, 2008, No. 15(1), pp. 91-103.
- Rafajdus P., Bracinik P., Hrabovcova V.: The Current Transformer Parameters Investigation and Simulations, Electronics and Electrical Engineering, 2010, No. 4(100), pp. 29-32.
- Stupakov O., Svec P.: Three-Parameter Feedback Control of Amorphous Ribbon Magnetization, Journal of Electrical Engineering, 2013, No. 64(3), pp. 166-172.
- Szkółka S.: Coreless coil AC transducer, Mining Informatics, Automation and Electrical Engineering, 2015, No. 3(523), pp. 92-98.
- Szkółka S.: Mechanizm indukowania się napięć pasożytniczych w cewkach Rogowskiego, Przegląd Elektrotechniczny, 2012, nr 88(10A), s. 59-63.
- Szkółka S., Wiśniewski G.: Cewka Rogowskiego jako nowoczesny element do monitorowania przebiegu prądu, Przegląd Elektrotechniczny, 2009, nr 4(18), s. 131-135.
- Liu Y., Lin F., Zhang Q., Zhong H.: Design and Construction of a Rogowski Coil for Measuring Wide Pulsed Current, IEEE Sensors Journal, 2011, No. 11(1), pp. 123-130.
- Wang A., Zhao C., He A., Men H., Chang C., Wang X.: Composition design of high B-s Fe-based amorphous alloys with good amorphous-forming ability, Journal of Alloys and Compounds, 2016, No. 656, pp. 729-734.

dr inż. MARCIN HABRYCH Katedra Energoelektryki, Politechnika Wrocławska Wyb. Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław marcin.habrych@pwr.edu.pl

Zintegrowany system monitorowania i analizy zagrożenia metanowego w rejonie ściany wydobywczej

W polskich kopalniach węgla kamiennego o wysokim zagrożeniu metanowym powszechnie stosowane są systemy automatycznego monitoringu parametrów powietrza oraz systemy obliczeniowe wykorzystywane przez służby wentylacyjne w działalności profilaktycznej, badaniach symulacyjnych i pracach projektowych. Systemy te działają niezależnie, a dane pomiarowe, potrzebne do obliczeń wentylacyjnych, wykorzystuje się w niewielkim stopniu, wyłącznie w układzie off-line. W efekcie obliczenia wykonuje się na danych nieaktualnych, a wyniki często znacznie odbiegają od rzeczywistości. W ramach projektu europejskiego o akronimie AVENTO dokonano integracji systemów, umożliwiając ciągle zasilanie programów obliczeniowych danymi pomiarowymi w czasie rzeczywistym. Integracja systemów umożliwia bieżącą obserwację zmian parametrów przewietrzania i poziomu zagrożenia metanowego, a także obliczanie wymaganych przepisami wskaźników zagrożenia oraz bilansu metanu odprowadzonego drogami wentylacyjnymi i rurociągami systemu degazacji. W artykule omówiono sposób integracji, strukturę i ważniejsze moduły oprogramowania oraz wybrane wyniki badań in situ zintegrowanego systemu.

Słowa kluczowe: zagrożenia metanowe, wentylacja, systemy monitorowania.

1. WPROWADZENIE

Głównym źródłem ryzyka w górnictwie węglowym są zagrożenia naturalne [22], w szczególności te, które związane są z przewietrzaniem [9, 18]. Do najbardziej niebezpiecznych należą zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego [10] oraz zagrożenie pożarem endogenicznym [20, 22]. Poważny wpływ na poziom zagrożeń wentylacyjnych ma także aktywność sejsmiczna górotworu [2, 11, 24]. W wielu polskich kopalniach zagrożenia wentylacyjne i sejsmiczne występują jednocześnie, tworząc system wzajemnie na siebie wpływających zagrożeń skojarzonych. Warunkiem bezpiecznej i efektywnej eksploatacji jest efektywna profilaktyka, tj. wczesna identyfikacja i zwalczanie zagrożeń. W działaniach tych, oprócz znajomości aktualnego stanu sieci wentylacyjnej, duże znaczenie ma umiejętność długo-[16] i krótkoterminowego [5, 18] prognozowania

przyszłego rozwoju poziomu zagrożeń, co zwiększa efektywność podejmowanych środków prewencyjnych i prawdopodobieństwo uniknięcia stanów niebezpiecznych.

W polskim górnictwie węglowym zagrożenia naturalne, systemowe ich monitorowanie oraz rutynowe procedury oceny zagrożeń opisane są w formie aktu prawnego obowiązującego wszystkie kopalnie [29]. Poziom zagrożeń wentylacyjnych w kopalniach kontrolują stale rozwijające się systemy monitorowania [2, 8, 23, 27], które zapewniają m.in. ciągły pomiar najważniejszych parametrów powietrza w wyrobiskach (prędkość przepływu, temperatura, ciśnienie, stężenie gazów) i sygnalizację stanów przekraczających ustalone kryteria. Przy ocenie ryzyka wynikającego z oddziaływania zagrożeń i planowaniu przez służby kopalniane działań profilaktycznych stosowane są programy obliczeń wentylacyjnych [6, 7, 21, 25], wykorzystujące w układzie off-line dane pomiarowe z systemów monitorowania, uzupełnione wynikami pomiarów ręcznych. Praktyka wykazuje, że stosowana metodyka nie daje zadowalających rezultatów. Podstawową przyczyną tego stanu rzeczy jest niezwykle pracochłonna i czasochłonna procedura kompletowania danych pomiarowych, co sprawia, że wszelkie analizy i badania symulacyjne związane z analizą ryzyka wykonywane są na danych nieaktualnych.

W celu wyeliminowania tych niedogodności podjęto pracę badawczą "Zaawansowane narzędzia do kontroli wentylacji i emisji metanu AVENTO", współfinansowaną z europejskiego funduszu Coal&Steel. Celem badań było opracowanie metod i narzędzi pozwalających na zintegrowanie stosowanych w kopalniach systemów monitorowania parametrów środowiska z szeregiem istniejących lub udoskonalonych badź wytworzonych w ramach realizacji projektu programów komputerowych przeznaczonych dla służb wentylacyjnych. Narzędzia te mają umożliwiać m.in. analizę kopalnianej sieci wentylacyjnej w działaniach związanych z bieżącą kontrolą stanu wentylacji, profilaktyką metanową i pożarową oraz w sytuacjach kryzysowych. Istotą badań było udoskonalenie mechanizmów symulacji sieci wentylacyjnej, opracowanie metod krótkoterminowego prognozowania stężenia metanu oraz stworzenie mechanizmu bezpośredniego dostępu programów analizy sieci wentylacyjnej do baz danych systemów monitorowania środowiska (gazometrycznego). Badania te pozwoliły na kontrolę zmian stanu zagrożeń i parametrów sieci wentylacyjnej w czasie rzeczywistym. Założenia projektu, a także cząstkowe wyniki prowadzonych badań, konsultowano na bieżąco z przedstawicielami służb wentylacyjnych kopalń, dla których przeznaczone są opracowane narzędzia.

W artykule przedstawiono wyniki prac badawczych zrealizowanych przez Instytut Technik Innowacyjnych EMAG. Prace prowadzone były w dwóch głównych kierunkach:

- modyfikacja systemu programów obliczeń wentylacyjnych i systemu monitorowania stanu sieci wentylacyjnej w celu umożliwienia ich współpracy w czasie rzeczywistym,
- implementacja funkcji bilansu metanowego umożliwiających bieżącą ocenę poziomu zagrożenia metanowego w rejonach ścian wydobywczych z uwzględnieniem wydajności odmetanowania.

Projekt obejmował także badania z zakresu krótkoterminowych prognoz zagrożenia metanowego z wykorzystaniem metod wnioskowania maszynowego. Ich wyniki są przedmiotem oddzielnej publikacji.

2. MONITOROWANIE ŚRODOWISKA ORAZ OBLICZENIA WENTYLACYJNE W POL-SKICH KOPALNIACH – STAN AKTUALNY

2.1. Monitorowanie parametrów środowiska

Monitorowanie środowiska wentylacyjnego w polskich kopalniach prowadzone jest przez systemy opracowane przez różnych producentów (EMAG, HASO, MICON, Carboautomatyka) [2]. Pomimo odmiennych szczegółowych rozwiązań technicznych posiadają one strukturę funkcjonalną (rys. 1) zawierającą następujące podstawowe elementy:

- czujniki pomiarowe,
- układ transmisji i zasilania,
- blok archiwizacji danych,
- blok wizualizacji i alarmowania na stanowisku dyspozytora bezpieczeństwa.

Wybrane dane pomiarowe trafiają do stanowisk operatorskich specjalistycznych służb kopalni. Jednym z ważniejszych użytkowników zbieranych w ten sposób danych jest dział wentylacji.

Do podstawowych funkcji systemów w zakresie monitorowania zagrożenia metanowego należą:

- ciągły pomiar stężenia metanu i innych parametrów powietrza w wyrobiskach i rurociągach sieci odmetanowania,
- monitorowanie stanu urządzeń wentylacyjnych (tamy, wentylatory) oraz wybranych maszyn i urządzeń technologicznych istotnych z punktu widzenia bezpieczeństwa,
- automatyczne wyłączanie zasilania maszyn i urządzeń dołowych w przypadku przekroczenia dopuszczalnych wartości stężenia metanu,
- wizualizacja danych w punkcie dyspozytorskim, alarmowanie przekroczeń dopuszczalnych poziomów mierzonych parametrów,
- archiwizacja i raportowanie danych pomiarowych i zdarzeń.

Przykładem systemu monitorowania parametrów środowiska jest SMP-NT, rozwijany od wczesnych lat dziewięćdziesiątych ubiegłego stulecia i stosowany w większości polskich, a także w kilku ukraińskich i białoruskich kopalniach węgla kamiennego [14, 23]. Budowę i zasadę działania tego systemu przedstawia schemat poglądowy na rys. 2.

Charakterystyczną cechą systemu SMP-NT, podobnie jak systemów innych producentów, jest gwiaździsta topologia urządzeniowa umożliwiająca zdalne zasilanie dołowych urządzeń pomiarowych z powierzchni. Zaletą tego rozwiązania jest zapewnienie ciągłości pracy w stanach awaryjnych i kryzysowych, gdy podziemna sieć elektroenergetyczna jest wyłączona, np. z powodu przekroczonych norm stężenia metanu.



Rys. 1. Struktura funkcjonalna systemu monitorowania środowiska w kopalni



Rys. 2. System monitorowania parametrów środowiska SMP-NT

Przeważająca większość polskich kopalń węgla kamiennego eksploatuje pokłady o wysokiej zawartości metanu, dlatego w praktycznych aplikacjach systemu najliczniejszą grupę dołowych urządzeń pomiarowych stanowią czujniki metanu. Powszechnie stosowane są także czujniki prędkości przepływu powietrza i czujniki tlenku węgla, wykorzystywane w profilaktyce przeciwpożarowej, oraz w mniejszych ilościach – przyrządy do pomiaru temperatury i wilgotności powietrza, zawartości dwutlenku węgla i innych gazów domieszkowych. W ostatnich latach coraz częściej instalowane są czujniki ciśnienia bezwzględnego w punktach węzłowych sieci wentylacyjnej, których stosowanie ma istotne znaczenie z punktu widzenia dokładności i wiarygodności obliczeń rozpływu powietrza.

Oprócz wielkości analogowych system SMP-NT kontroluje stan dużej liczby czujników dwustanowych (np. stan urządzeń wentylacyjnych), ma także możliwość dwustanowego sterowania urządzeniami służącymi do automatycznego wyłączania zasilania maszyn i urządzeń oraz sygnalizacji stanów niebezpiecznych. Stan wszystkich czujników, zarówno analogowych, jak i dwustanowych jest kontrolowany i rejestrowany w archiwum systemu SMP-NT z okresem próbkowania wynoszącym dwie sekundy.

2.2. Obliczenia wentylacyjne

Do celów obliczeniowych sieć opisuje się modelem w postaci zorientowanego grafu (o ustalonych kierunkach przepływu powietrza) złożonego z N węzłów i M krawędzi (bocznic). Bocznice reprezentują wszelkiego rodzaju drogi, którymi może przepływać powietrze. Węzły są połączeniami pomiędzy drogami przepływu. Każdej bocznicy przyporządkowuje się parametr zwany oporem aerodynamicznym [15, 28], wyrażający wpływ tarcia, jakie musi pokonać przepływające powietrze. Do pokonania wynikających stąd spadków ciśnienia służą wentylatory wytwarzające ciśnienie o wartości zapewniającej wymagany rozpływ powietrza. Oprócz wytwarzanej przez wentylatory depresji mechanicznej w bocznicach generowana jest depresja naturalna, której wielkość zależy od temperatury powietrza i wysokości niwelacyjnych węzłów bocznicy.

Do obliczeń rozpływu powietrza w kopalnianej sieci wentylacyjnej wykorzystuje się nieliniowy układ równań wyrażających zasadę zachowania masy i energii, znanych pod nazwą praw Kirchhoffa. Są to:

1. Równania węzłowe:

$$\sum_{i=1}^{N} b_{ki} \cdot q_i = 0 \quad [m^3/s] \qquad k = 1, 2, ..., P - 1 \qquad (1)$$

2. Równania oczkowe:

$$\sum_{i=1}^{N} c_{ji} \cdot \left(H_i - R_i q_i^2 \operatorname{sgn} q \right) = 0 \quad [Pa] \qquad j = 1, 2, ..., M$$
(2)

gdzie:

| 0 | |
|------------------|---------------------------------------|
| Ν | – liczba bocznic, |
| Р | – liczba węzłów, |
| M = N - P + 1 | - liczba cyklomatyczna grafu odwzo- |
| | rowującego sieć wentylacyjną, |
| b_{ki}, c_{ki} | - elementy macierzy węzłowo-bocz- |
| | nicowej i oczkowej, opisujących to- |
| | pologię sieci wentylacyjnej, |
| H_i | - suma depresji naturalnej i mecha- |
| | nicznej w i-tej bocznicy, |
| R_i | – opór aerodynamiczny i-tej bocznicy, |
| q_i | - wydatek objętościowy powietrza |

w i-tej bocznicy.

Parametry modelu sieci wentylacyjnej ulegają zmianie, dlatego programy takie uruchamia się co jakiś czas po to, aby stwierdzić, czy zachowane są warunki bezpiecznej eksploatacji. Wyznaczenie nowego stanu (parametrów modelu sieci) wymaga przygotowania wsadu w postaci skorygowanych parametrów sieci, z reguły na podstawie pomiarów wykonywanych przyrządami ręcznymi i/lub danych pomiarowych systemu gazometrycznego, wprowadzanych do systemu obliczeń wentylacyjnych metodą off-line. Dzięki integracji z systemem gazometrycznym model sieci może być korygowany na bieżąco, w krańcowym przypadku po każdym odczycie wskazań czujników systemu gazometrycznego. Ta quasidynamiczna metoda umożliwia uzyskanie zapisu całego procesu przejścia sieci wentylacyjnej z jednego stanu (starego) do nowego (aktualnego).

Sieci wentylacyjne współczesnych polskich kopalń charakteryzują się złożoną strukturą, składającą się z kilkuset bocznic i węzłów. Każda zmiana struktury lub parametrów sieci wymaga przeprowadzenia pomiarów ilościowych powietrza, aktualizacji modelu i jej ponownego przeliczenia. Przeważająca większość stosowanych do tego celu komercyjnych programów obliczeń wentylacyjnych do rozwiązania układu równań modelu wykorzystuje iteracyjny algorytm Hard-Crossa [3, 28].

Wśród stosowanych w polskim górnictwie programów zarządzających siecią wentylacyjną kopalni można wymienić: AERO (Politechnika Śląska i firma IFK), Ventgraph (Instytut Mechaniki Górotworu PAN) oraz AutoWENT (Politechnika Wrocławska) [28]. W badaniach wykorzystano program AERO, który na tle innych systemów wyróżnia się kompleksowym ujęciem części obliczeniowej i dokumentacyjnej, szybkością działania, przyjaznym interfejsem użytkownika i pełną zgodnością z Polskimi Normami. AERO zarządza, oblicza i bilansuje rozpływ powietrza w kopalnianej sieci wentylacyjnej. Umożliwia modelowanie zmian, przeprowadzanie symulacji, a także dokumentowanie parametrów sieci. Współpracuje ze schematami przestrzennymi i kanonicznymi kopalni w środowisku AutoCAD. W sytuacjach awaryjnych program umożliwia wyznaczanie stref zagrożenia niebezpiecznymi gazami (np. CO, CH₄) wraz z wykazem zagrożonych bocznic i posterunków obserwacyjnych. Możliwe jest także automatyczne obliczanie parametrów sieci na podstawie wskazań czujników znajdujących się w zagrożonej strefie.

System składa się z dwóch podstawowych modułów – Programu Standardowego Wprowadzania Danych PSWD oraz z Modułu Graficznego pracującego w środowisku AutoCAD. Elementem pierwszego z wymienionych modułów jest właściwy program obliczeniowy, w którym do rozwiązania równań modelu wykorzystuje się algorytmy oparte na wspomnianej metodzie Hardy Crossa. Parametry niezbędne do pracy programu wprowadzane są do następujących zakładek:

- Węzły współrzędne przestrzenne i parametry powietrza w punktach węzłowych struktury kopalnianej sieci wentylacyjnej,
- Wentylatory parametry pracy wentylatorów; każdy z nich ma swoją charakterystykę, którą można edytować i wyświetlać w formie wykresu; wyliczane są także współczynniki wielomianu określającego charakterystykę wentylatora,
- Bocznice zapis matematycznego modelu sieci wentylacyjnej kopalni definiujący strukturę i parametry bocznic wentylacyjnych pomiędzy poszczególnymi węzłami.

Uzupełnieniem interfejsu AERO jest dedykowany edytor graficzny korzystający z danych zapisanych w części numerycznej i nanoszący je na szkielet schematu przestrzennego. Dzięki temu możliwy jest podgląd struktury kopalni (schemat kanoniczny i przestrzenny) w programie AutoCAD. Za pomocą edytora graficznego istnieje także możliwość modyfikacji struktury kopalni i zmian parametrów sieci wentylacyjnej. Po wprowadzonych zmianach program przelicza całą sieć wentylacyjną i aktualizuje na schemacie wartości wyświetlanych parametrów.

3. INTELIGENTNY ZINTEGROWANY SYSTEM MONITOROWANIA

3.1. Funkcje zintegrowanego systemu

Standardowy system monitorowania (np. wykorzystany w projekcie system SNP-NT) posiada szereg funkcji bardzo potrzebnych korzystającemu z niego administratorowi, jednak jego najważniejsza, podstawowa część jest ograniczona do pomiarów. Podobnie jest w przypadku systemu AERO – na podstawie danych uzyskanych przez system administrator nie jest w stanie na bieżąco kontrolować specyficznych parametrów sieci wentylacyjnej odnoszących się do analizy i oceny zagrożeń, w tym głównie zagrożenia metanowego.

Przedstawione w poprzednim rozdziale systemy SMP-NT oraz AERO wykonują szereg zadań związanych z monitorowaniem. Dokładniej, SMP-NT umożliwia bieżące monitorowanie i wizualizację aktualnie mierzonych wielkości pomiarowych, z kolei AREO przedstawia statyczny schemat sieci wentylacyjnej po zasileniu go danymi historycznymi. Taki stan rzeczy powoduje, że ocena zagrożenia metanowego tak naprawdę sprowadza się do:

- zapewnienia automatycznego wyłączenia prądu w przypadku przekroczenia na którymś z czujników krytycznej wartości metanu (SMP-NT),
- alarmowania w przypadku, gdy wartości któregoś z monitorowanych parametrów (np. anemometru lub czujnika otwarcia/zamknięcia tamy) są nieprawidłowe (SMP-NT),
- cyklicznej, zazwyczaj wykonywanej raz na kilka dni, analizy rozpływów gazów i powietrza w pokładzie (AREO).

Opracowany w ramach projektu zintegrowany system monitorowania umożliwia nie tylko zasilanie systemu AREO aktualnymi danymi napływającymi on-line, ale zapewnia dwukierunkową komunikację pomiędzy SMP-NT i AREO oraz rozszerza funkcjonalność SMP-NT o możliwość analizy trendów i prognozowanie stężenia metanu (a także wskazań dowolnych innych czujników) za pomocą metod inteligencji obliczeniowej [12, 17, 19]. Rozwiązanie takie pozwala na bieżącą analizę i predykcję zagrożenia metanowego. Opracowany system ma zatem cechy inteligentnego systemu pomiarowego i informatycznego [1, 4].

3.2. Struktura zintegrowanego systemu

Strukturę funkcjonalną nowego systemu przedstawiono na rys. 3. W stosunku do struktury przedstawionej na rys. 2. nowa zawiera dodatkowy blok programowy (6) realizujący obliczenia sieciowe, analizy bilansu metanowego i krótkoterminowe prognozy zmian zagrożenia metanowego.

Blok (6) jest on-line zasilany pomiarami z czujników systemu monitorowania środowiska za pośrednictwem opracowanej w ramach badań centralnej bazy danych oraz specjalnego protokołu komunikacyjnego. W praktyce oznacza to, że programy wchodzące w skład bloku analizy pracują w każdym momencie na danych aktualnych. Wyniki obliczeń i analiz wraz z bieżącymi danymi pomiarowymi są zasadniczo przeznaczone dla służb wentylacyjnych kopalni, niektóre z nich, np. krótkoterminowe prognozy zagrożenia metanowego, mogą też być wykorzystane w trybie on-line do sygnalizacji ostrzegawczej na stanowisku dyspozytora.



Rys. 3. Struktura funkcjonalna systemu monitorowania środowiska zintegrowanego z systemem obliczeń wentylacyjnych

3.3. Organizacja bloku analizy środowiska wentylacyjnego

Schemat przepływu danych w zintegrowanym systemie monitorowania przedstawia rys. 4.



Rys. 4. Schemat blokowy warstwy programowej bloku analiz

Podstawa działania bloku jest zintegrowana baza danych źródłowych. Zadaniem bazy jest integracja i udostępnianie danych pomiarowych napływających z różnych systemów monitorowania (w szczególności z SMP-NT). Baza danych jest aktualizowana zgodnie z okresem próbkowania systemów monitorowania środowiska. Integracja danych polega m.in. na przypisaniu ich do konkretnego miejsca w kopalni (np. jednego wyrobiska) oraz sztucznym ujednoliceniu czasu próbkowania. Integracja dotycząca miejsca polega na ujednoliceniu nazewnictwa struktury kopalni i miejsca montażu czujników, a więc miejsca pochodzenia pomiarów. Dzięki predefiniowanemu zestawowi słowników - definiowanemu w czasie podłączenia kolejnego systemu do bazy danych - możliwe jest ujednolicenie nazw chodników wyrobisk etc., które w różnych systemach moga być (i czesto tak właśnie jest) różnie nazywane i oznaczane. Sztuczne ujednolicenie czasu próbkowania polega na tym, że z zintegrowanej bazy danych na zewnątrz udostępniany jest zawsze jeden pełny wektor pomiarowy, zawierający wyniki wszystkich pomiarów przechowywanych w bazie. Wektor ten jest akutalizowany (udostępniany) zgodnie z najkrótszym czasem próbkowania. Przykładowo, jeśli najkrótszym czasem próbkowania (np. 2 s) charakteryzuje się konkretny metanomierz, np. MM116, to cykl udostępniania wektora danych do dalszej analizy wynosi również 2 sekundy. Oczywiście pomiary pochodzące z czujników o dłuższym czasie próbkowania będą zmieniały się w udostępnianym wektorze co kilka cykli.

Oprócz pracy on-line przewidziano także inną metodę udostępniania danych źródłowych. Metoda ta polega na jednokrotnym zasileniu baz danymi archiwalnymi i odtwarzaniu tych danych w warunkach symulacyjnych – bez konieczności podłączenia online do systemu pracującego w kopalni. Umożliwia to odtworzenie przebiegów zmierzonych parametrów, czyli pełnowymiarową symulację działania rzeczywistego systemu monitorowania, zgodnie z rzeczywistymi zmianami parametrów stanu obiektu. Metodę tę wykorzystano w trakcie prac badawczych związanych z realizacją projektu.

3.4. Moduł obliczania sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem pomiarów on-line

Głównym elementem modułu jest zmodyfikowany program AERO wraz z jego częścią konfiguracyjną, edytorem i graficznym interfejsem użytkownika. W ramach przeprowadzonych prac pakiet uzupełniono tak, aby możliwe było bezpośrednie pobieranie informacji z zintegrowanej bazy danych pomiarowych. Dzięki temu zapewniono ciągłą aktualizację modelu matematycznego sieci wentylacyjnej kopalni w czasie rzeczywistym.

Dokładniej, model matematyczny przeliczany jest zgodnie z interwałem czasowym zdefiniowanym przez użytkownika. Ponieważ bazuje on na uśrednionych danych pomiarowych, podczas jego przeliczania rozważane są uśrednione wartości najnowszych danych pomiarowych. Przeliczenie modelu matematycznego wymaga zatem podania wartości dwóch parametrów: częstotliwości przeliczania modelu oraz szerokości okna pomiarowego na podstawie którego mają zostać obliczone wartości średnie.

W trakcie badań stwierdzono, że pomimo wysokiego stopnia skomplikowania struktury sieci wentylacyjnej współczesnych kopalń, składającej się z kilkuset wyrobisk, i związanej z tym czasochłonności obliczeń wentylacyjnych, zastosowany mechanizm integracji i wprowadzone do programu AREO modyfikacje umożliwiają przeliczenie całej sieci w czasie stosunkowo krótkim, wynoszącym maksymalnie kilka sekund. W praktyce, za wyjątkiem sytuacji kryzysowych, nie ma potrzeby tak częstego przeliczania całej sieci, dlatego mechanizm integracji przewiduje możliwość definiowania parametrów czasowych modułu i metody agregacji (uśredniania) danych zasilających moduł obliczeń wentylacyjnych.

Dzięki zastosowaniu elementu pośredniczącego źródłem danych dla nowej wersji programu AREO może być dowolny system pomiarowy zasilający zintegrowaną bazę danych.

3.5. Moduł bilansu metanowego rejonu ściany wydobywczej

Głównymi miejscami występowania w kopalniach metanu są rejony ścian wydobywczych [13, 26]. Metan wydzielający się z calizny węglowej, urobionego i transportowanego węgla oraz ze zrobów zawałowych odprowadzany jest wraz z powietrzem wentylacyjnym do szybu wydechowego. W kopalniach eksploatujących pokłady o wysokim nasyceniu metanem stosuje się dodatkową metodę odprowadzenia nadmiaru tego gazu z rejonu ściany w postaci systemu odmetanowania, składającego się z sieci otworów drenażowych i rurociągów transportujących metan bezpośrednio na powierzchnię, z pominięciem systemu wentylacyjnego. W ramach prowadzonych badań opracowano oprogramowanie umożliwiające bieżące wyznaczanie ilości gazu wydzielanego w rejonie ściany na podstawie dostarczanych przez bazę danych źródłowych informacji o stężeniu metanu i prędkości przepływu powietrza w wyrobiskach oraz parametrach mieszaniny powietrzno-metanowej w rurociągach systemu odmetanowania.
Do wyznaczania metanowości, czyli ilości metanu wydzielającego się w rejonie, w polskim górnictwie najczęściej stosuje się opracowaną w Kopalni Doświadczalnej "Barbara" metodę [13], w której do obliczeń wykorzystuje się uśrednione wartości stężenia metanu i prędkości przepływu powietrza. Metanowość rejonu ściany wydobywczej charakteryzują następujące wskaźniki:

- metanowość wentylacyjna (M_{VM}) różnica pomiędzy ilością czystego metanu zmierzoną w wylotowym prądzie powietrza a ilością metanu dopływającego do rejonu ściany,
- metanowość bezwzględna suma ilości metanu wydzielającego się do powietrza opływowego (tzw. metanowość wentylacyjna) oraz metanu odprowadzanego rurociągami systemu odmetanowania,
- metanowość kryterialna (M_{CM}) maksymalna metanowość bezwzględna, uwzględniająca nierównomierność wydzielania metanu, przy której nie nastąpi przekroczenie dopuszczalnych stężeń w prądzie powietrza zużytego.

Na podstawie powyższych wartości możliwe jest wyznaczenie kolejnych parametrów. Kryterialna metanowość bezwzględna jest to maksymalna wartość metanowości bezwzględnej dla danych warunków przewietrzania i efektywności odmetanowania, przy której zawartość metanu w prądzie zużytego powietrza nie przekroczy wartości dopuszczalnej. Jako jednostkę miary przyjmuje się m³/min. Efektywność odmetanowania to procentowa ilość metanu odprowadzanego przez odmetanowanie, obliczana w stosunku do metanowości bezwzględnej. Opracowane oprogramowanie dokonuje porównania wartości metanowości wentylacyjnej z wartością metanowości kryterialnej oraz efektywności odmetanowania z efektywnością założoną w projekcie ściany wydobywczej. Ocena zagrożenia metanowego dokonywana jest według wskaźnika zagrożenia metanowego k_H (3) oraz wskaźnika efektywności odmetanowania k_E (4). Poziomy zagrożenia metanowego ustalane są zgodnie z tabelami 1. i 2.

$$k_H = \frac{M_{VM}}{M_{CM}} \tag{3}$$

gdzie:

 M_{VM} – metanowość wentylacyjna [m³/min], K_{CM} – metanowość kryterialna [m³/min].

$$k_E = \frac{E_{DE}}{E} \tag{4}$$

gdzie:

 E_{DE} – obliczona efektywność odmetanowania [%], E – zakładana efektywność odmetanowania [%].

Tabela 1.

| k _H | Stopień zagrożenia metanowego | |
|----------------|---|--|
| ≥ 1,0 | ściana niebezpieczna, bardzo wysokie zagrożenie metanowe | |
| [0,8 ; 1,0) | wysokie zagrożenie metanowe | |
| [0,5 ; 0,8) | umiarkowane zagrożenie metanowe | |
| [0,2;0,5) | niskie zagrożenie metanowe | |
| < 0,2 | brak zagrożenia | |

Stopnie zagrożenia metanowego obliczone w zależności od wartości wskaźnika k_H

Tabela 2.

Stopnie zagrożenia metanowego obliczone w zależności od wartości wskaźnika k_E

| k _E | Stopień efektywności odmetanowania | |
|----------------|------------------------------------|--|
| \geq 0,5 | wysoka efektywność odmetanowania | |
| [0,3 ; 0,5) | średnia efektywność odmetanowania | |
| < 0,3 | niska efektywność odmetanowania | |

W zależności od uzyskanych wskaźników podejmowane są decyzje mające na celu obniżenie poziomu zagrożenia metanowego do dopuszczalnego poziomu (regulacja sieci wentylacyjnej, ograniczenie prędkości urabiania, zwiększenie skuteczności odmetanowania itp.).

4. WYBRANE WYNIKI BADAŃ ZINTEGROWANEGO SYSTEMU

4.1. Obliczenia sieci wentylacyjnej przy zmianach przepływu powietrza

Badania parametrów sieci wentylacyjnej przeprowadzono na podstawie danych pomiarowych zarejestrowanych podczas eksperymentu wentylacyjnego w rejonie ściany wydobywczej N-2, którego schemat, wykonany za pomocą programu AERO, przedstawiono na rys. 5. Celem badań było potwierdzenie poprawności działania mechanizmu integrującego systemy monitorowania i obliczeń wentylacyjnych, a w szczególności sprawdzenie, czy w warunkach istotnych zmian rozpływu powietrza możliwe jest spełnienie uwarunkowań czasowych niezbędnych dla współpracy systemów w czasie rzeczywistym. Ściana N-2 była przewietrzana sposobem na Y za pomocą głównego strumienia świeżego powietrza doprowadzanego chodnikiem N-2 i pomocniczego (doświeżającego) strumienia podawanego do punktu wylotowego ściany chodnikiem N-3. Do regulacji rozpływu powietrza w obrębie rejonu służyły tamy regulacyjne T1, T2, T3 i T4. W stanie normalnym, przed rozpoczęciem eksperymentu, tama T1 była otwarta, pozostałe zamknięte.

Rejon był wyposażony w standardowy, zgodny z przepisami, zestaw stacjonarnych przyrządów pomiarowych, który na czas eksperymentu uzupełniono o dodatkowe czujniki ciśnienia bezwzględnego i prędkości przepływu powietrza zabudowane w wyrobiskach przyścianowych (wlot, wylot, doświeżanie). Ponadto zainstalowano czujnik parametrów odmetanowania w rurociągu zbiorczym odprowadzającym metan z górotworu i zrobów ściany.



Rys. 5. Rejon ściany N-2 w czasie trwania eksperymentu wentylacyjnego

Ze względów bezpieczeństwa eksperyment przeprowadzono na zmianie nieprodukcyjnej. Polegał on na wywołaniu znacznych zaburzeń wentylacji rejonu poprzez zmiany położenia tam regulacyjnych T1 i T3. Harmonogram eksperymentu obejmował następujące etapy:

- 1. Stan I (wyjściowy) T1 otwarta, T3 zamknięta.
- Stan II (obniżenie dopływu powietrza do rejonu) – T1, T3 zamknięte.
- 3. Powrót do stanu wyjściowego.
- 4. Stan III (zmiana proporcji strumieni zasilających ścianę) T1, T3 otwarte.
- 5. Powrót do stanu wyjściowego.

Przed eksperymentem i trakcie jego trwania w kilku istotnych punktach rejonu wykonano orientacyjne pomiary przepływu powietrza za pomocą przyrządów ręcznych.

Konsekwencją zamknięcia tamy T1 (stan I) były znaczne zmiany wydatków powietrza w wyrobiskach rejonu. Nastąpiło także odwrócenie prądu powietrza w przekopie wznoszącym N-12a w wyniku samoczynnego otwarcia tamy T4 i dopływu powietrza przez chodnik N-12a do pochylni N-1. Fakt ten potwierdziły pomiary wykonane przenośnym anemometrem. Wywołanym zmianom towarzyszyły stany przejściowe o znacznej amplitudzie i czasie trwania. Na rys. 6. przedstawiono przebiegi prędkości powietrza zarejestrowanych podczas eksperymentu.



Rys. 6. Przebiegi prędkości przepływu powietrza w rejonie ściany N-2 podczas zmian wentylacyjnych

Właściwe badania przeprowadzono w laboratorium komputerowym, wykorzystując archiwum kopalnianego systemu monitorowania, które w układzie z rys. 3. służyło jako baza danych źródłowych do symulacji rzeczywistych przebiegów za pomocą specjalnie zaprojektowanego programu pobierającego kolejne dane archiwalne z dwusekundowym okresem próbkowania, identycznym jak w systemie kopalnianym. Wyniki potwierdziły poprawność opracowanego w ramach projektu rozwiązania. W tabeli 3. przedstawiono uśrednione wartości przepływów powietrza w ważniejszych bocznicach rejonu, obliczone przez program AERO dla stanu sprzed i w trakcie czynności regulacyjnych. W analizowanym przypadku przeliczenie sieci wentylacyjnej trwało zaledwie 4 sekundy, co jest czasem wystarczającym, nawet w przypadku konieczności przeprowadzania symulacji w czasie prowadzenia akcji ratowniczych.

Tabela 3.

| Bocznica | Charakterystyka | Stan I T1 otwarta, T3 zamknięta [m ³ /min] | Stan II T1, T3 zamknięte [m ³ /min] | Stan III T1 otwarta, T3 zamknięta [m3/min] |
|----------|-----------------------|---|--|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 337-544 | | 3237 | 1377 | 3127 |
| 544-357 | Dopływ do rejonu | 2297 | 773 | 2160 |
| 544-535 | | 940 | 604 | 967 |
| 380-343 | Strumień zasilający | 1153 | 493 | 564 |
| 343-388 | Wyrobisko ścianowe | 1153 | 493 | 564 |
| 357-388 | Strumień doświeżający | 970 | 560 | 1142 |
| 380-550 | Prąd boczny | 173 | -280 | 454 |
| 388-589 | Wylot ściany | 2123 | 1053 | 1706 |
| 589-535 | | 876 | 563 | 928 |
| 589-512 | Odpływy ze sciany | 1248 | 489 | 778 |

Wydatki powietrza w wybranych bocznicach rejonu ściany N-2

4.2. Symulacja rozpływu metanu od miejsca podwyższonego stężenia

Jednym z elementów badań była symulacja znaczącego wypływu metanu w wyrobisku ścianowym i obserwacja drogi przepływu gazu przez wyrobiska sieci wentylacyjnej. Efekt ten uzyskano, wprowadzając w wyrobisku ścianowym wirtualne źródło metanu, które spowodowało wzrost stężenia do 10% CH₄.

Po uruchomieniu symulacji program, w czasie niezauważalnym dla użytkownika, wygenerował strefę zagrożenia, tzn. wyznaczył drogę przepływu mieszaniny o podwyższonej zawartości metanu od miejsca wypływu do szybu wydechowego (kolor żółty) i zaznaczył lokalizację tzw. posterunków (metanomierzy) obserwacyjnych (P) (rys. 7). Zagrożone bocznice oraz metanomierze obserwacyjne oznaczane są automatycznie innym kolorem, a przy strzałkach wskazujących kierunek przepływu program podaje wartości wydatku powietrza i procentowe wartości stężenia metanu. W systemie zintegrowanym symulacja taka jest uruchamiana automatycznie przez metanomierz w rejonie ściany przy przekroczeniu dopuszczalnych wartości stężenia metanu. Podobne symulacje można prowadzić również dla innych gazów, np. CO, CO₂, także dymu.



Rys. 7. Symulacja skutków wypływu metanu w wyrobisku ścianowym N-2

4.3. Wyznaczanie wskaźników metanowości rejonu ściany

W ramach prowadzonych prac zaimplementowano procedury pozwalające na obliczenie wskaźników metanowości na podstawie bieżących wartości wskazań czujników. Na rys. 8. widoczne jest okno tej części aplikacji, która odpowiedzialna jest za wyznaczanie wskaźników metanowości rejonu ściany. Wartości wskaźników mogą być obliczane w sposób ciągły lub na żądanie operatora systemu.



Rys. 8. Okno modułu bilansu metanowego rejonu ściany

Lewa część okna zawiera aktualne wskazania czujników, na podstawie których prowadzone są obliczenia, prawa – dobowe wykresy zakładanej i rzeczywistej wydajności odmetanowania (wykres górny) oraz metanowości wentylacyjnej i kryterialnej (wykres dolny).

W prawej dolnej części okna program podaje aktualne i dobowe wartości metanowości wentylacyjnej i kryterialnej. Na tej podstawie obliczane są wartości wskaźników (3) i (4) umożliwiające ocenę poziomu zagrożenia zgodnie z wartościami podanymi w tabelach 1. i 2. Informacje o wartości wskaźników (3) i (4) mogą być w sposób ciągły (on-line) przekazane zwrotnie do systemu SMP-NT lub dowolnego innego systemu dyspozytorskiego.

5. PODSUMOWANIE

Dla kompleksowej oceny stanu wentylacji oraz oceny poziomu zagrożenia metanowego w rejonie ściany wydobywczej konieczne było opracowanie nowych bądź modyfikacja istniejących procedur obliczeniowych, w tym:

- obliczeń bieżących zmian parametrów sieci wentylacyjnej na podstawie pomiarów zmian ciśnienia i prędkości powietrza w bocznicach,
- obliczeń, uwzględniających czas rzeczywisty, przepływu metanu od źródła do szybu wylotowego na podstawie wskazań czujnika metanu przy źródle,
- oceny zagrożenia metanowego na podstawie na bieżąco analizowanej metanowości wentylacyjnej i kryterialnej oraz efektywności odmetanowania wykorzystującej pomiary z czujników prędkości przepływu powietrza, stężenia metanu oraz parametrów odmetanowania.

Wyniki przeprowadzonych testów potwierdziły poprawność działania nowego, inteligentnego zintegrowanego systemu monitorowania, analiz i prognozowania zagrożenia metanowego. Opracowany system znacznie rozszerza funkcjonalność rozwiązań stosowanych do tej pory. W chwili obecnej podejmowane są działania mające na celu rozszerzenie istniejących (w Polsce) systemów monitorowania zagrożeń metanowych o funkcje przedstawione w niniejszym artykule. Obserwujemy również zainteresowanie naszym rozwiązaniem ze strony kopalń chińskich.

Literatura

- Bilewicz K.: Smart metering Inteligentny system pomiarowy, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2011.
- Cierpisz S., Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Systemy gazometryczne w górnictwie, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
- Cross H.: Analysis of flow in networks of conduits or conductors, University of Illinois, Engineering Experiment Station, Bulletin, No. 286, 1936.
- Cuzzocrea A.: Design, implementation and validation of Alinspired information systems. Journal of Intelligent Information Systems, 2015, No. 45, pp.1-3.
- Dixon W.D.: A Statistical Analysis of Monitored Data for Methane Prediction, Extended Abstract of PhD Dissertation, University of Nottingham, Dept. of Mining Engineering, 1992.
- Dziurzyński W., Pałka T.: Symulacja komputerowa procesu przewietrzania kopalni z wykorzystaniem danych monitoringu, Materiały Szkoły Aerologii Górniczej, Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2004, s. 77.
- Dziurzyński W., Wasilewski S.: Ocena zagrożenia metanowego w rejonie ściany na podstawie czujników gazometrii oraz symulacji komputerowej przepływu mieszaniny powietrza i metanu. Przegląd Górniczy, 2012, nr 12, s. 28.
- Gillies A.D.S., Wu H.W., Tuffs N., Sartor T.: Development of a Real Time Airflow Monitoring and Control System, Proceedings of the 10th US/North American Mine Ventilation Symposium, Anchorage, Alaska, USA, May 2004.
- Hartman H.L., Mutmansky J.M., Ramani R.V., Wang Y.J.: Mine ventilation and air conditioning, New York: Wiley, 1997.
- Kissel F.N.: Handbook for Dust Control in Mining, National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburg PA, USA 2003.
- Konopko W., Kabiesz J., Cygankiewicz J.: Wstrząsy i tąpania jako inicjatory zagrożenia metanowego. Przegląd Górniczy, 1994, nr 2, s. 29-34.
- Kozielski M., Skowron A., Wróbel Ł., Sikora M.: Regression rule learning for methane forecasting in coal mines, International Conference – Beyond Databases Architectures and Structures, Communications in Computer and Information Science, 521, Springer 2015, pp. 495-504.
- Krause E., Łukowicz K.: Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego, Instrukcja nr 17, Główny Instytut Górnictwa, Mikołów 2004.
- Krzystanek Z., Dylong A., Wojtas P.: Monitorowanie parametrów środowiska w kopalniach węgla kamiennego – System SMP-NT, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2004, nr 9, s. 23-45.
- 15. McPherson M. J.: Subsurface ventilation and environmental engineering, Springer Science & Business Media 2012.
- Noack K.: Control of Gas Emission in Underground Coal Mines, International Journal of Coal Geology, 1998, No. 35, pp. 57-82.
- Sikora M., Sikora B.: Improving prediction models applied in systems monitoring natural hazards and machinery, International Journal of Applied Mathematics and Computer Science, 2012, No. 2(22), pp. 477-491.

- Sikora M., Krzystanek Z., Bojko B., Śpiechowicz K.: Application of a hybrid method of machine learning for description and online estimation of methane hazard in mine workings, Journal of Mining Sciences, 2011, No. (4)47, pp.493-505.
- Sikora M., Krzystanek Z., Bojko B., Spiechowicz K.: Hybrid Adaptative System of Gas Concentration Prediction in Hard-Coal Mines, Proc. of the 19th Int. Conf. on Systems Engineering, IEEE Computer Society (CPS), 2008, Las Vegas, Nevada, USA.
- Stracher G.B., Praksh A., Sokol E.V. (eds.): Coal and peat fires: A Global Perspective, Case studies – Coal fires, Elsevier 2015.
- Szlązak J., Szlązak N., Borowski M., Obracaj D.: Program komputerowy do obliczania rozkładu prędkości powietrza i stężenia metanu w zrobach ścian zawałowych, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, nr 97, Polska Akademia Nauk, Kraków 2006, s. 671.
- Trenczek S.: Charakterystyka zagrożeń naturalnych. W: Monitorowanie, telemetria i narzędzia informatyczne w górnictwie dla poprawy bezpieczeństwa pracy – wybrane zagadnienia, red. S. Trenczek, Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2014, s. 7-29.
- Trenczek S., Wojtas P.: Rozwój monitorowania zagrożeń naturalnych w okresie ostatniego 20-lecia, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 2014, nr 9, s. 3-10.
- Ulrey J.P.: Explosion hazards from methane emissions related to geologic features in coal mines, National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburg PA, USA 2008.
- von Glehn F.H., Ox I.: Monitoring and control of underground ventilation systems Rusing VUMA network, Proceedings of the 10th US/North American Mine Ventilation Symposium, Anchorage, Alaska, USA, May 2004.
- Vigil A.A., Nicieza C.G., Rodriguez M.A., Mendez A.: Modelization of methane development in vertical coal seam exploited by sublevel stopping method, International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 1996, No. 10(1), pp.31-40.
- Wasilewski S.: Automatic gas measurement. W: Innowacje dla gospodarki, red. S. Trenczek, Wydawnictwo ITI EMAG, Katowice 2010, s. 141-161.
- Wacławik J., Roszczynialski W.: Aerologia górnicza, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 1983.
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych, Dz.U., 2013, poz. 230.

dr inż. ZDZISŁAW KRZYSTANEK dr inż. JERZY MRÓZ dr hab. inż. STANISŁAW TRENCZEK Instytut Technik Innowacyjnych EMAG ul. Leopolda 31, 40-189, Katowice {zdzislaw.krzystanek, jerzy.mroz, stanislaw.treczek}@ibemag.pl

Analiza procesu załączania wybranych obwodów elektroenergetycznych wysokiego napięcia

Zjawiska fizyczne zachodzące w wielkoprądowych układach stykowych łączników elektrycznych podczas załączania transformatorów nieobciążonych oraz baterii kondensatorów są o wiele groźniejsze w skutkach niż zjawiska występujące w układach stykowych łączników zainstalowanych w innych układach elektroenergetycznych. Załączaniu transformatorów nieobciążonych towarzyszyć mogą znaczne przetężenia, przekraczające istotnie wartości prądów znamionowych transformatora. Łączenie pojemności baterii kondensatorów wywołuje stany przejściowe w danym obwodzie, prowadzące do znacznych, szybkozmiennych przetężeń prądowych i przepięć. Prądy wysokiej częstotliwości mogą się przenosić przez sprzężenia elektromagnetyczne na obwody sterownicze i inne obwody niskiego napięcia. Analiza procesów przejściowych podczas załączania transformatorów nieobciążonych oraz pojemności baterii kondensatorów, a także ocena wpływu fazy załączania prądu w poszczególnych obwodach na powstające tam przetężenia są przedmiotem artykułu.

Słowa kluczowe: załączanie transformatorów nieobciążonych oraz baterii kondensatorów, faza załączania prądu, łączenia synchronizowane.

1. WPROWADZENIE

Załączanie lub wyłączanie pradów w obwodach elektroenergetycznych zarówno wysokiego, jak i niskiego napięcia odbywa się na ogół przy użyciu wyłączników elektrycznych mechanizmowych zestykowych. Procesowi łączenia obwodu elektrycznego towarzyszy stan przejściowy napięcia i prądu, związany z istnieniem w obwodzie indukcyjności i pojemności [1, 5, 10]. Powstające wówczas przepięcia i przetężenia o znacznych wartościach i stromościach mogą być niebezpieczne tak dla łączonych odbiorników, jak i dla samego wyłącznika. Zjawiska te są przyczyna szybszego zużywania się układów i łaczników oraz erozji i sczepiania się styków. Proces erozji styków jest tym intensywniejszy, im wyższa jest temperatura łuku i czas jego palenia [6, 8, 9]. Nie bez znaczenia jest także wpływ tych zjawisk na bezpieczeństwo prowadzenia robót górniczych [11].

Podczas zamykania styków w dowolnym środowisku stanowiącym izolację międzystykową łącznika następuje przebicie warstwy izolacji i pojawia się łuk elektryczny między zbliżającymi się stykami. Załączanie prądu w obwodzie elektrycznym następuje zatem najczęściej nie w wyniku uzyskania styczności styków, a w związku z przebiciem izolacji danego środowiska. Czas palenia się łuku elektrycznego jest zależny od wartości natężenia pola elektrycznego w obszarze stykowym oraz od prędkości schodzenia się styków [7, 9].

Podczas wyłączania prądów zmiennych, zwłaszcza pradów zwarciowych, łuk elektryczny, który pojawia się z chwilą rozdzielenia styków, gaśnie przy przejściu prądu przez zero. Bezpośrednio po przejściu pradu przez zero wzrasta wytrzymałość międzystykowa, zwana również wytrzymałością zapłonową. Szybkość wzrostu tej wytrzymałości zależy od szybkości neutralizacji ładunków, które znajdują się w obszarze międzystykowym. Liczba tych ładunków zależy od prądu płynącego uprzednio w łuku. Jednocześnie stan nieustalony, wywołany w obwodzie wyłączeniem prądu wyłączeniowego, prowadzi do pojawienia się między rozchodzącymi się stykami łącznika napięcia zwanego napięciem powrotnym. Napięcie powrotne zawiera składową podstawową o pulsacji źródła zasilania i swobodną o pulsacji znacznie większej. Na jego przebieg wpływ mają przede wszystkim: napięcie łuku, kanał połukowy, układ gaszeniowy łącznika [1, 5].

Z analizy warunków pracy wyłączników wysokiego napięcia wynika, że w zwykłych warunkach ich pracy można przyjąć liczbę operacji łączeniowych w ciągu roku równą 80, czemu odpowiada trwałość mechaniczna wyłącznika określona na co najmniej 2000 przestawień w czasie 25-letniej eksploatacji. W szczególnych przypadkach, jakie występują np. przy łączeniu baterii równoległych, dławików, filtrów w elektrowniach pompowych i wiatrowych, liczba łączeń w ciągu roku może być znacznie większa, stąd trwałość łączeniową określa się na co najmniej równą 10 tys. przestawień.

W artykule zostały przedstawione zagadnienia dotyczące analizy przebiegu załączania transformatorów nieobciążonych oraz baterii kondensatorów, oceny właściwości procesów przejściowych towarzyszących załączaniu prądów oraz wyboru odpowiedniej fazy załączenia prądu w rozpatrywanych obwodach w celu ograniczania negatywnych właściwości procesów przejściowych.

2. WYBRANE PROBLEMY ZWIĄZANE Z ZAŁĄCZANIEM PRĄDÓW PRZEMIENNYCH

W zakresie analizy przejściowych przebiegów łączeniowych związanych z załączaniem prądów przemiennych należy wyróżnić:

- załączanie nieobciążonych transformatorów,
- załączanie baterii kondensatorów.

2.1. Załączanie transformatorów nieobciążonych

Załączaniu transformatorów nieobciążonych do sieci towarzyszy stan przejściowy, podczas którego występują przetężenia prądowe, które mogą osiągać znaczne wartości [3, 4, 9]. Zależą one od parametrów transformatora, ale również od cech wyłącznika. Przebieg procesów przejściowych towarzyszący załaczeniu pradu w obwodzie jest związany przede wszystkim z nieliniowościa obwodu magnetycznego transformatora oraz z możliwością występowania w rdzeniu magnetyzmu szczątkowego, będącego pozostałością po wcześniejszej eksploatacji transformatora. Oznacza to, że kolejne załączenie transformatora może nastąpić przy wartości strumienia w rdzeniu różnej od zera. Należy przy tym dodać, że zbliżone przebiegi łączeniowe występują także przy łączeniu dławików równoległych [1, 9].

Przedmiotem analizy są zjawiska fizyczne zachodzące przy załączaniu jednofazowego transformatora nieobciążonego, którego schemat zastępczy przedstawiono na rys. 1.



Rys. 1. Schemat zastępczy układu

Przebieg czasowy prądu dla stanu przejściowego załączania obwodu zastępczego transformatora (rys. 1) oraz przy pominięciu indukcyjności rozproszenia uzwojenia pierwotnego ($L_z = 0$) wyznaczamy z równania [9]:

$$e(t) = Ri + \frac{d\psi}{dt} = E_m \cos(\omega t + \varphi)$$
(1)

gdzie:

- e(t) wartość chwilowa SEM źródła zasilania;
- ω pulsacja źródła zasilania;
- W wartość chwilowa skojarzenia magnetycznego uzwojenia pierwotnego w czasie załączania transformatora;
- φ faza SEM w chwili załączania;
- i wartość chwilowa prądu załączania transformatora;
- R rezystancja załączanego obwodu.

Po scałkowaniu równania (1) otrzymamy:

$$\psi(t) = \frac{E_m}{\omega} \sin(\omega t + \varphi) - R \int_0^t i dt + C_1$$
(2)

Stała całkowania C_1 dla warunków brzegowych $t = 0, i = 0, \Psi = \Psi_0$ (skojarzenie wynikające z magnetyzmu szczątkowego) wynosi:

$$C_1 = \psi_0 - \frac{E_m}{\omega} \sin \varphi \tag{3}$$

Stąd rozwiązanie równania ma postać:

$$\psi(t) = \psi_0 + \frac{E_m}{\omega} \left[\sin(\omega t + \varphi) - \sin \varphi \right] - R \int_0^t i dt \qquad (4)$$

Największe wartości chwilowe skojarzenia magnetycznego otrzymamy, jeśli:

- $-\Psi(0) > 0$ i jest duże, tzn. jeśli magnetyzm szczątkowy jest duży;
- $-\varphi = -\pi/2$ faza początkowa SEM w chwili załączania odpowiada przejściu SEM przez zero.

Największa wartość strumienia skojarzonego Ψ_m wystąpi po czasie $t = \pi / \omega$ i wyniesie:

$$\psi_m = \psi_0 + 2\frac{E_m}{\omega} - R_0^t i dt \approx \psi_0 + 2\psi_{um} - R_0^t i dt \quad (5)$$

gdzie:

 Ψ_{um} – wartość maksymalna skojarzenia magnetycznego w stanie ustalonym.

Zakładając z kolei w równaniu (1) wartość rezystancji uzwojenia R = 0, otrzymujemy:

$$e(t) = E_m \cos(\omega t + \varphi) = \frac{d\psi_u}{dt}$$
(6)

Stąd skojarzenie magnetyczne w stanie ustalonym określa zależność:

$$\psi_u = \frac{E_m}{\omega} \sin(\omega t + \varphi) = \psi_{um} \sin(\omega t + \varphi)$$
(7)

Przykładowy przebieg wyznaczonego graficznie prądu załączeniowego transformatora dla zadanej charakterystyki magnesowania przedstawiono na rys. 2.

Jak wynika z rys. 2, z uwagi na płaski przebieg charakterystyki $\Psi(i)$ osiągane wartości szczytowe prądu mogą być znaczne. Są one tym wyższe, im większa jest wartość skojarzenia $\Psi(0)$ wskutek magnetyzmu szczątkowego oraz im większe jest nasycenie stanu ustalonego odpowiadające skojarzeniu magnetycznemu Ψ_{um} .



Rys. 2. Wyznaczanie przebiegu prądu podczas załączania transformatora nieobciążonego dla założonej krzywej magnesowania; R = 0 (linia ciągła) i R > 0 (linia przerywana) [9]

Przy załączeniu niesterowanym transformatora, zwłaszcza wielkiej mocy, należy się liczyć z prądami załączeniowymi dochodzącymi do od 8- do 15-krotnej wartości ich prądu znamionowego, a więc zbliżonego do wartości prądu zwarciowego.

Takie wartości prądu oddziałują już mechanicznie na uzwojenia transformatora, a ponadto mogą pobudzać obwody zabezpieczeń i powodować niezamierzone wyłączenia. Również należy się liczyć z możliwością indukowania dodatkowych prądów i napięć w obwodach sterowania i obwodach niskiego napięcia. Mogą być one niedopuszczalne zwłaszcza dla urządzeń elektronicznych.

Uważa się zatem, że dla transformatorów, zwłaszcza wielkich mocy, istnieje pełne uzasadnienie stosowania załączeń synchronizowanych (sterowanych) w sytuacji, gdy obniżają się magnetyzm szczątkowy rdzenia oraz dokonuje załączania transformatora w maksimum napięcia [2, 4, 9, 12, 13].

Istnieje zatem pełne uzasadnienie stosowania załączeń synchronizowanych transformatorów nieobciążonych i załączanie ich w maksimum napięcia zasilania w celu ograniczania występujących w obwodzie przetężeń prądowych [2, 4, 9, 12, 13].

2.2. Załączanie baterii kondensatorów

Łączenie pojemności baterii kondensatorów wywołuje ważne w technice łączeniowej stany przejściowe, prowadzące do znacznych przetężeń oraz przepięć. Zbliżone problemy łączeniowe występują także przy łączeniu nieobciążonych linii długich [2, 5, 9, 10].

Baterie kondensatorów najczęściej instaluje się jako trójfazowe, połączone w gwiazdę nieuziemioną z uwagi na prostotę zabezpieczeń od zwarć wewnętrznych w baterii. Przy założeniu jednoczesnego załączania trzech faz, wobec symetrii układu, punkty gwiazdowe można połączyć bezoporowo i układ trójfazowy można sprowadzić do układu jednofazowego [2, 6, 9].

Charakterystycznymi dla załączania baterii kondensatorów są następujące graniczne momenty załączania [6, 7]:

- gdy chwilowa wartość napięcia sieci zasilającej równa się maksimum,
- gdy chwilowa wartość napięcia sieci zasilającej równa się zeru.

Przebiegi łączeniowe dla innych chwil czasowych są zawarte między tymi przypadkami granicznymi. Przypadek załączenia do sieci kondensatora przy maksimum napięcia zasilania występuje najczęściej. W wyniku przebicia przerwy międzystykowej ma miejsce zapalenie się łuku elektrycznego między stykami wyłącznika. Występuje wówczas przepływ prądu przejściowego, który charakteryzuje największe przetężenie prądowe w obwodzie. Analizując przebiegi przejściowe występujące przy załączaniu skupionej pojemności baterii kondensatorów, należy rozpatrzyć przypadek załączania pojedynczych kondensatorów do sieci, w której nie ma innych równolegle już dołączonych kondensatorów (rys. 3) oraz przypadek znacznie groźniejszy z punktu widzenia występujących przetężeń prądowych w obwodzie, polegający na przyłączaniu dodatkowych kondensatorów do obwodu z kondensatorami znajdującymi się już pod napięciem.



*Rys. 3. Załączanie baterii o pojemności C oraz o indukcyjności połączeń L*₁ w obwodzie zasilania o indukcyjności $L_z(L_z \gg L_1)$ oraz rezystancji $R_z \approx 0$; a) schemat zastępczy obwodu, b) przebiegi prądu załączeniowego i_z oraz jego składowych [6]

Przy założeniu sinusoidalnego napięcia zasilającego s(t), pomijalnie małej rezystancji obwodu zasilającego R_z oraz nieuwzględniania indukcyjności L_I połączeń łącznika z baterią kondensatorową, gdyż jest znacznie mniejsza od indukcyjności zasilania L_z , wartość prądu załączeniowego $i_z(t)$ obliczamy z zależności:

$$i_z = I_m(\sin \omega t - \frac{\omega_0}{\omega} e^{\alpha t} \sin \omega_0 t)$$
(8)

gdzie:

 I_m – wartość maksymalna prądu ustalonego $i_u, I_m = E_m \omega C$;

 ω – pulsacja źródła zasilania;

$$\omega_0$$
 – pulsacja drgań własnych, $\omega_0 = \sqrt{\frac{1}{L_z C}}$.

Amplituda prądu załączeniowego w najbardziej niekorzystnej chwili, a mianowicie gdy napięcie źródła osiąga wartość maksymalną, tj. $e(t_0) = E_m$, wyznaczana jest z zależności:

$$i_{z\max} = I_m (1 + \frac{\omega_0}{\omega}) = I_m (1 + \sqrt{\frac{S_k}{Q_k}})$$
(9)

gdzie:

 S_k – moc zwarciowa obliczeniowa w miejscu dołączanej baterii kondensatorów;

 Q_k – moc baterii kondensatorów.

Przy załączaniu pojedynczych baterii niskiego lub średniego napięcia amplituda prądu załączeniowego może osiągnąć krotność (5-20) wartości szczytowej prądu w stanie ustalonym, natomiast napięcie na kondensatorze może osiągnąć najwyżej podwójną maksymalną wartość napięcia źródła. W obwodach rzeczywistych przebiegi przejściowe prądów i napięć są tłumione w wyniku występowania rezystancji obwodu oraz powiększonego efektu zjawiska naskórkowości.

Dołączanie dodatkowej baterii kondensatorów do baterii wcześniej już załączonej, w celu lepszego dopasowania całkowitej pojemności do danej mocy biernej, może stwarzać poważne problemy łączeniowe. Podczas przyłączania poszczególnych sekcji kondensatorów do sekcji znajdujących się pod napięciem o wartości przetężenia prądowego w obwodzie decydują pojemności poszczególnych sekcji (grup) kondensatorów (rys. 4.). Z uwagi na małe wartości indukcyjności w gałęziach (połączeniach) danej baterii w chwili załączania wyłącznikiem baterii C_2 bateria C_1 jest praktycznie zwierana [2, 5, 9]. Wówczas przebieg przejściowy prądu jest w znikomym stopniu tłumiony.



Rys. 4. Schemat zastępczy układu do analizy dołączania pojemności C_2 do układu grupy kondensatorów o pojemności C_1 ; L_1 , L_2 , L_C – indukcyjności połączeń [6]

Jeśli w czasie załączania baterii C_2 nastąpi przeskok wstępny pomiędzy stykami a - a' wyłącznika przy maksymalnej wartości napięcia zasilania, to prąd przejściowy będzie miał wtedy największą stromość początkową oraz amplitudę. Jego wartość możemy określić z zależności:

$$i_{2}(t) = u_{aa'}(0) \frac{1}{\sqrt{(L_{1} + L_{2} + L_{c})(\frac{1}{C_{1}} + \frac{1}{C_{2}})}} \sin \omega_{02}t \qquad (10)$$

gdzie:

$$\omega_{02} = \sqrt{\frac{1}{L_1 + L_2 + L_c} (\frac{1}{C_1} + \frac{1}{C_2})}$$
(11)

Największa wartość amplitudy prądu $i_2(t)$ może nawet niekiedy przekroczyć wartość prądu zwarciowego udarowego w danym miejscu sieci. Przy tym stromości pojemnościowych prądów załączeniowych są znacznie większe od stromości prądów zwarciowych. Ponadto prądy o wysokiej częstotliwości mogą się przenosić przez sprzężenia elektromagnetyczne na obwody sterownicze i inne obwody niskiego napięcia, oddziałując przy tym szczególnie niekorzystnie na różne układy elektroniczne, w tym na komputery i mikroprocesory układów sterowania i automatyki [6, 10, 12].

Skutecznymi środkami ograniczającymi przetężenia przy łączeniu baterii kondensatorów [2, 9, 10] są:

- dwustopniowe załączanie baterii kondensatorów wyłącznikiem wyposażonym w rezystor, zwieranym z opóźnieniem wystarczającym do skutecznego wytłumienia procesu przejściowego prądu,
- załączanie synchronizowane w chwili przechodzenia napięcia zasilania przez zero.

3. WYBÓR FAZY ZAŁĄCZANIA PRĄDU

Ograniczona wytrzymałość dielektryczna środowiska, otaczająca styki zamykanego wyłącznika elektrycznego wysokiego napięcia, powoduje, że załączenie prądu w obwodzie elektrycznym następuje najczęściej nie w wyniku uzyskania styczności styków, a w wyniku przebicia elektrycznego danego środowiska, np. SF₆ [6, 7]. Przebicie przerwy międzystykowej występuje w chwili zrównania się wartości wytrzymałości dielektrycznej przerwy międzystykowej $u_p(t)$ z chwilową wartością przyłożonego do przerwy napięcia u(t) (rys. 5).

Ogólnie rzecz biorąc, im większa jest wartość prędkości v_s schodzenia się styków łącznika elektrycznego, tym krótszy jest czas własny łącznika. W rezultacie krótszy czas palenia się łuku elektrycznego wpływa na większą trwałość łączników elektrycznych.



Rys. 5. Graficzne wyznaczanie czasu przedłukowego t_p i lukowego t_{az} podczas załączania prądu [7]

Zakładając, że napięcie przebicia jest proporcjonalne do odległości między stykami (rys. 6.) oraz nie zależy od biegunowości styków, można wyznaczyć chwilę t_p , w której następuje przebicie podczas załączania prądu, przy napięciu $u = U_m \sin \omega t$, z zależności:

$$U_m |\sin \omega t| = E_k n v_s (t_s - t_p) \tag{12}$$

gdzie:

- *E_k* wartość natężenia pola elektrycznego, przy którym następuje przebicie;
- vs wartość prędkości schodzenia się styków (zmniejszania się odstępu międzystykowego) w chwili zapłonu łuku elektrycznego w przerwie stykowej;
- n liczba przerw w biegunie;
- t_p chwila przebicia przerwy;
- *t_s* chwila zetknięcia się styków.



Rys. 6. Przykład określania chwili zapłonu łuku podczas załączania prądu przemiennego [6]

Załączenie prądu jest zatem możliwe przy dowolnym kącie fazowym napięcia, włącznie z kątem fazowym odpowiadającym chwili przejścia napięcia przez wartość zerową, jeżeli spełniony jest warunek:

$$k = \frac{nE_k v_s}{\omega U_m} \ge 1 \tag{13}$$

Minimalną wartość prędkości styków w chwili mechanicznego ich zetknięcia się, przy której nie nastąpi przebicie przerwy międzystykowej podczas załączania prądu w obwodzie elektrycznym, można więc określić z zależności:

$$v = \frac{\omega U_m}{nE_k} \tag{14}$$

Im większa jest wartość prędkości v_s schodzenia się styków wyłącznika elektrycznego, tym krótszy jest czas własny łącznika $(t_s - t)$, a więc i krótszy jest czas palenia się łuku elektrycznego. W przypadku załączania synchronizowanego wymagane jest wysterowanie wyłącznika w taki sposób, by w zależności od charakteru obciążenia początek przepływu prądu w poszczególnych fazach następował w momencie, gdy wartość chwilowa napiecia danej fazy jest najkorzystniejsza z punktu widzenia przebiegów łączeniowych. Oznacza to, że w przypadku załączania obciążenia indukcyjnego wyłącznikiem idealnym wygenerowanie impulsu powinno dokonać się w takiej chwili, by zwarcie jego styków nastąpiło przy maksymalnej wartości chwilowej napięcia, a przy załączaniu obciążenia pojemnościowego - przy zerowej wartości napięcia.

Wyłączniki dla umożliwienia realizacji łączeń trójfazowych powinny w zasadzie dysponować osobnymi napędami dla poszczególnych biegunów. Wybór określonej fazy załączenia prądu wymaga zastosowania układu elektronicznego sterującego procesem zamykania wyłącznika.

4. PODSUMOWANIE

Na podstawie przeprowadzonej analizy i badań opisanych w niniejszym artykule można wyciągnąć następujące wnioski:

- Podczas załączania transformatora nieobciążonego w jego obwodzie pierwotnym mogą wystąpić znaczne przetężenia, dochodzące do od 8- do 15krotnejwartości ich prądu znamionowego. Ich efektem są narażenia aparatury łączeniowej, a zwłaszcza sterującej i zabezpieczeniowej.
- Występujące podczas załączenia baterii kondensatorów znaczne przetężenia prądowe mogą prowadzić do uszkodzenia poszczególnych kondensatorów baterii, a także powodować sczepianie się styków wyłącznika.

- Prądy załączeniowe o wysokiej częstotliwości w obwodach pojemnościowych przenoszą się przez sprzężenia elektromagnetyczne na obwody sterownicze i na inne obwody niskiego napięcia.
- 4. Faza załączania prądu w obwodzie elektrycznym, prędkość schodzenia się styków wyłącznika oraz rozrzuty czasów własnych jego działania mają istotny wpływ na przetężenia i przepięcia w załączanym obwodzie.
- Stosowanie synchronizowanych załączeń i wyłączeń prądu umożliwia istotne ograniczenie przepięć i przetężeń w układzie elektroenergetycznym.

Literatura

- Brunke J.H.: Elimination of Transformer Inrush Currents by Controlled Switching, IEEE Transactions on Power Delivery, 2001, No. 16(2).
- Ciok Z., Maksymiuk J., Kulas S., Zgliński K.: Problemy analizy, badania oraz eksploatacji urządzeń rozdzielczych, Sympozjum Krajowe pt. "Elektryczna Aparatura Rozdzielcza", EAR 2004, s. 9-18, Poznań 2004.
- Furgał J., Kuniewski M., Pająk P.: Symulacje komputerowe i badania napięć i prądów podczas załączania transformatorów energetycznych, Zeszyty Naukowe Wydziału EiA Politechniki Gdańskiej, nr 30, Gdańsk 2011.
- Horiszny J.: Analiza prądu załączania transformatora, PAK, 2007, nr 4.
- Królikowski Cz.: Technika łączenia obwodów elektroenergetycznych, PWN, Warszawa 1975.
- Kulas S.J., Supronowicz H.: Analiza procesu załączania prądu lącznikami elektrycznymi zestykowymi w układach kompensacji mocy biernej, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2013, nr 12(514), s. 38-42.
- Kulas S.: Capacitor Switching Techniques, International Conference on Renewable Energies and Power Quality (ICREPQ'09), Valencia 2009, Conference Proceedings.
- Kulas S.: Tory prądowe i układy zestykowe, Postępy Techniki Wysokich Napięć, t. 29, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2008.
- Maksymiuk J.: Aparaty elektryczne i podstawy doboru, SEP-COSiW, nr 33, Warszawa 2010.
- Markiewicz H., Wołkowiński K.: Urządzenia elektroenergetyczne, WNT, Warszawa 1980.
- Mnukhin A.G., Iordanow I.V.: Improved safety in the use of electric energy in coal mines, Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering, 2015, No. 3(523), pp. 31-36.
- Shoffa V.N., Miedzinski B.: Synchronous Switching by REED Switches of AC Circuits., Proc. 3rd Int. Conf. on "REED Switches and Products" Ryazan, Russia 2011, pp. 48-60.
- Ware B., Reckleff J., Mauthe G., Schett G.: Synchronous Switching of Power Systems, CIGRE Session 1990, Report No. 13-205.

prof. dr hab. inż. STANISŁAW KULAS prof. dr hab. inż. HENRYK SUPRONOWICZ Instytut Systemów Elektronicznych, Wojskowa Akademia Techniczna ul. gen. Sylwestra Kaliskiego 2, 00-908 Warszawa {stanisław.kulas, supronowicz}@wat.edu.pl

Poprawa bezpieczeństwa poprzez działania profilaktyczne związane z zagrożeniami aerologicznymi – przykładowa analiza kosztów

W artykule przedstawiono nakłady finansowe ponoszone przez spółki węglowe na BHP i poprawę bezpieczeństwa pracy. Wskazano na konieczność doboru właściwych środków i sposobów działania w celu poprawy bezpieczeństwa robót górniczych poprzez stosowanie odpowiednich profilaktyk, w szczególności dla zagrożeń aerologicznych. Scharakteryzowano typową w polskim górnictwie ścianę eksploatacyjną oraz prowadzone w niej prace profilaktyczne związane z zagrożeniami aerologicznymi, umożliwiające bezpieczną eksploatację ścianową. Na podstawie danych zebranych w działach przygotowania produkcji i kontrolingu zestawiono koszty materiałów i roboczodniówek w ramach stosowanych profilaktyk. Na podstawie uzyskanych zestawień obliczono koszty całkowite prac profilaktycznych, wskaźniki udziałów procentowych kosztów profilaktyk w uzyskanym przychodzie oraz koszty profilaktyk w przeliczeniu na 1 Mg wydobytego węgla i wskazano całkowity koszt profilaktyk dla przedstawionej ściany. Zwrócono uwagę na konieczność podnoszenia bezpieczeństwa pracy poprzez odpowiedni dobór środków profilaktycznych.

Słowa kluczowe: *bezpieczeństwo pracy, zagrożenia aerologiczne, profilaktyka, koszty prac profilaktycznych.*

1. WPROWADZENIE

Prowadzone obecnie w kopalniach węgla kamiennego roboty górnicze są obarczone coraz większym niebezpieczeństwem związanym z wzrastającymi ciągle zagrożeniami naturalnymi, w szczególności aerologicznymi. Niebezpieczeństwo to jest spowodowane głównie schodzeniem z eksploatacją na coraz to większe głębokości oraz prowadzeniem bardzo często eksploatacji podpoziomowej w kopalniach, które nie mają perspektyw na rozcięcie nowych, niżej leżących poziomów eksploatacyjnych.

W ostatnich latach, w związku z prowadzeniem robót górniczych w coraz trudniejszych warunkach, kopalnie przeznaczają na kwestie związane z bezpieczeństwem znaczne nakłady finansowe. Tabela 1. przedstawia koszty poniesione przez spółki węglowe na bezpieczeństwo i higienę pracy (BHP) w przeliczeniu na jeden Mg wydobytego węgla [7]. Można zauważyć, że koszty te wzrastają corocznie, praktycznie w każdej spółce węglowej. Spadek nakładów na BHP odnotowano w 2014 roku w związku ze złymi wynikami górnictwa węgla kamiennego. Nakłady te, choć niezbędne, umożliwiające bezpieczną eksploatację, podnoszą jednak koszt jednostkowy wydobytej tony węgla.

Jak już wcześniej wspomniano, nakłady ponoszone na BHP są niezbędne, bo w nich właśnie zawierają się koszty wszelkich profilaktyk umożliwiających bezpieczną eksploatację. W prowadzonych profilaktykach zawarte muszą być właściwe procedury, konkretnie określające użycie odpowiednich środków i sposobów działania w sytuacji niebezpiecznej. Środki i sposobó działania powinny być tak dobrane, aby ograniczyć lub nawet zlikwidować występujący stan zagrożenia [4]. Na wybór sposobu zwalczania zagrożenia wpływa stan rozpoznania okoliczności obejmujących wyrobiska, zroby zawałowe i górotwór [10].

Tabela 1.

| Przedsiębiorca | Nakłady na BHP w latach 2010-2014 w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia [zł/1 Mg] | | | | | |
|----------------------|--|-------|-------|-------|-------|--|
| | 2010 | 2011 | 2012 | 2013 | 2014 | |
| KW S.A. | 20,33 | 21,54 | 23,79 | 25,35 | 24,74 | |
| KHW S.A. | 27,60 | 27,34 | 29,00 | 28,80 | 33,10 | |
| JSW S.A. | 38,64 | 44,92 | 46,26 | 44,90 | 52,15 | |
| TAURON Wydobycie S.A | 18,22 | 19,46 | 16,30 | 17,13 | 14,86 | |
| LW "Bogdanka" S.A. | 11,67 | 13,37 | 12,81 | 12,10 | 12,03 | |

Nakłady na BHP w kopalniach spółek węglowych w latach 2010-2014 w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia [7]

Przez odpowiedni dobór środków w ramach prowadzonych profilaktyk zwiększa się bezpieczeństwo pracy. Znaczenia profilaktyk, w szczególności zagrożeń aerologicznych, nie można przecenić, gdyż to właśnie one utrzymują stan bezpieczeństwa w rejonach ścian na akceptowalnym poziomie [2, 6].

Zagrożenia aerologiczne występujące w rejonach ścian eksploatacyjnych muszą być utrzymywane na poziomie bezpiecznym. Walka z nimi prowadzona jest poprzez ciągłą profilaktykę ukierunkowaną na ograniczenie zasięgu zagrożeń, jak również na minimalizację ich oddziaływania w rejonie wyrobiska ścianowego i przyległych do niego wyrobisk okonturowujących pole wybierkowe.

Konieczność prowadzenia ciągłej profilaktyki w ramach rejonów eksploatacyjnych [9, 11], w szczególności dla zagrożenia metanowego, pożarowego, klimatycznego i wybuchem pyłu węglowego, wpływa na koszt prowadzenia eksploatacji w rejonie ściany.

W ramach artykułu dokonano analizy kosztów poniesionych przez kopalnię na utrzymanie bezpieczeństwa pracy w czasie prowadzonych robót górniczych. Wysokość kosztów oszacowano na podstawie kosztów jednostkowych profilaktyk zagrożeń aerologicznych dla przykładowej ściany eksploatacyjnej jednej z kopalń węgla kamiennego. Przedstawiona ściana jest typową ścianą prowadzoną w polskim górnictwie węgla kamiennego.

2. CHARAKTERYSTYKA ŚCIANY I ZAGROŻEŃ W NIEJ WYSTĘPUJĄCYCH

2.1. Parametry ściany i poziomy zagrożeń

Ściana A-1 [8] prowadzona była w pokładzie 401 grubości 1,5÷2,5 m w centralnej części obszaru górniczego kopalni między poziomami 900 m i 1050 m. Rozcięta została między pochylnią odstawczą A-1 a pochylnią transportową A-2. Całkowity wybieg ściany wyniósł 578 m. Miąższość eksploatowanego pokładu 401 wynosiła ok. 1,5÷2,5 m i wzrastała w kierunku wschodnim.

W stropie bezpośrednim pokładu występowały łupki ilaste ze śladami węgla, łupki węglowe o miąższości ok. 1,2÷2,7 m oraz łupki z węglem. W spągu występowały przeważnie łupki ilaste i łupki piaszczyste.

Ściana przewietrzana była sposobem na odwrócone Y z doświeżaniem od strony pochylni odstawczej A-1 i odprowadzeniem powietrza wzdłuż zrobów zawałowych do pochylni transportowej A-2. Strumień powietrza doprowadzany był do ściany pochylnią odstawczą A-1 i wynosił ok. 2700 m³/min. Bezpośrednio do ściany powietrze doprowadzane było chodnikiem N-1 w ilości ok. 800 m³/min.

W celu doświeżania końcowego odcinka ściany chodnikiem N-2 doprowadzano strumień powietrza w ilości ok. 800 m³/min. Tabela 2. przedstawia charakterystykę ściany, natomiast rys. 1. przedstawia schemat przestrzenny rejonu ściany A-1.

2.2. Zakres prac profilaktycznych w rejonie ściany

Pokład 401 został zaliczony do IV kategorii zagrożenia metanowego przy metanowości bezwzględnej ok. 25 m³/min, w związku z czym prowadzono odmetanowanie [3]. Wiązki otworów drenażowych wiercono na bieżąco za postępem ściany z chodnika N-2a. Otwory drenażowe skierowane były w kierunku zawału za postępem ściany i likwidowane wraz z bieżącą likwidacją chodnika N-2a między przecinkami łączącymi chodniki N-2 i N-2a. Wraz z postępem ściany likwidowano chodnik N-1 poprzez wywołanie w nim zawału. W przypadku braku zawału chodnik był wypełniany całkowicie pianą lekką.

| Długość ściany | do 235 m |
|------------------------------------|--|
| Wysokość eksploatacyjna ściany | 1,5÷2,5 m |
| Nachylenie podłużne ściany | $1^{\circ} \div 5^{\circ}$ |
| Nachylenie poprzeczne ściany | $-5^{\circ} \div +5^{\circ}$ |
| Wybieg ściany | 578 m |
| Wydobycie średnie | 4500 Mg/dobę |
| System eksploatacji | podłużny z zawałem stropu |
| Zagrożenie metanowe | IV kategoria zagrożenia metanowego |
| Zagrożenie pożarowe | I grupa samozapalności – bardzo mała skłonność węgla do samoza- palenia |
| Okres inkubacji pożaru | 84 dni |
| Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego | klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego |
| Zagrożenie klimatyczne | Poziom krytyczny III (wysokie) |
| Zagrożenie tąpaniami | I stopień zagrożenia tąpaniami |
| Zagrożenie wodne | I i II stopień zagrożenia wodnego |

Charakterystyka ściany A-1 w pokładzie 401 [8]

W celu ograniczenia migracji powietrza przez zroby zawałowe od strony chodnika N-1 utrzymywano oganiankę z płótna wentylacyjnego, obejmującą zroby chodnika N-1, sięgającą przedostatniej sekcji obudowy zmechanizowanej. Prowadzono ciągły nadmuch dolnej trasy przenośnika ścianowego w odstępach ok. 30 m. W przypadku wystąpienia podwyższonych stężeń metanu w przestrzeni roboczej końcowego odcinka ściany wykorzystywano pomocnicze urządzenia wentylacyjne w celu rozrzedzenia mieszaniny metanowo-powietrznej do stężeń dopuszczalnych. Otworami drenażowymi w całym okresie eksploatacji ścianą A-1 ujmowano ok. 7÷8 m³CH₄/min, co dawało 30-procentową efektywność odmetanowania.

W celu zabezpieczenia rejonu ściany przed możliwością niekontrolowanego wzrostu stężenia metanu w rejonie ściany A-1 objęto go systemem metanometrii automatycznej. Na rys. 1. przedstawiono rozmieszczenie czujników metanometrii automatycznej.

W badaniach próbek węgla pod względem skłonności do samozapalenia oznaczono wartości wskaźników samozapalności $Sz^a(237) = 36^{\circ}C/min$, $Sz^{a'}(190) = 7^{\circ}C/min$, wartość energii aktywacji utleniania węgla A = 69 kJ/mol oraz czas inkubacji pożaru – 84 dni. W związku z tym węgiel pokładu 401 zaklasyfikowany został do I grupy samozapalności jako posiadający bardzo małą skłonność do samozapalenia. Niemniej jednak, głównie ze względu na zastosowany sposób przewietrzania wyrobisk rejonu ściany na odwrócone Y z odświeżaniem, podejmowano różne działania profilaktyczne [3]. Między innymi realizowano czyste wybieranie pokładu ze szczególnym uwzględnieniem warstwy stropowej. Ponadto, w czasie postępu ściany i likwidacji kolejnych odcinków chodnika N-2a pomiędzy przecinkami łączącymi chodnik N-2 i N-2a, likwidowane odcinki wypełniano mieszaninami drobnofrakcyjnymi.

Rejon objęty był wczesnym wykrywaniem pożarów endogenicznych w celu wyznaczania bieżących wartości wskaźników pożarowych w opływowym pradzie powietrza oraz w zrobach zawałowych. Zawartość tlenku węgla w powietrzu kontrolowana była za pomocą stosowanej w rejonie CO-metrii (rys. 1). W przypadku lokalnego wzrostu poziomu zagrożenia pożarowego w zrobach zawałowych ściany wtłaczano za sekcje obudowy zmechanizowanej środki antypirogeniczne wraz z pianami mocznikowymi lekkimi, zroby zawałowe ściany były na bieżąco doszczelniane mieszaninami drobnofrakcyjnymi. Dodatkowo do zrobów zawałowych podawano azot w celu obniżenia w nich stężenia tlenu. W chodniku N-2 w celu utrzymania jego gabarytów budowano na bieżaco pas podpornościowo-izolacyjny. Chodnik N-1 był likwidowany na bieżąco poprzez rabunek obudowy i wypełnianie pustych przestrzeni za pomocą piany mocznikowej lekkiej.

Rejon ściany był wyposażony w standardowy sprzęt p.poż. i rurociąg p.poż. oraz był zabezpieczony tamami bezpieczeństwa: rejonowymi i wewnątrzrejonowymi (rys. 1).

Tabela 2.





Występujące w rejonie ściany zagrożenie klimatyczne wynikało z bardzo wysokiej temperatury pierwotnej górotworu, wynoszącej ok. 42°C. Wpływało to na duże oddawanie ciepła zakumulowanego w górotworze do przepływającego wyrobiskami okonturowującymi ścianę A-1 powietrza.

Profilaktyka zagrożenia klimatycznego [3] polegała przede wszystkim na schładzaniu powietrza. W tym celu w chodnikach przyścianowych, bezpośrednio przed przecinką ścianową, zlokalizowano trzy urządzenia klimatyzacyjne, dwa w chodniku N-1 na wlocie do ściany (rys. 1.) oraz jedno w chodniku N-2 na dolocie strumienia doświeżającego do skrzyżowania z przecinką ściany. Okresowo zwiększano także intensywność przewietrzania, a więc i intensywność chłodzenia wyrobisk, poprzez doprowadzenie wiekszego strumienia objętościowego powietrza przepływającego przez wyrobiska ściany. Dodatkowo w przypadku wystąpienia niekorzystnych warunków klimatycznych stosowano skrócony czas pracy załogi oraz uintensywniano przewietrzanie ścieżki ściany.

W związku z występującym w rejonie ściany zagrożeniem wybuchem pyłu węglowego klasy B wyznaczone były strefy zabezpieczające. W miejscach osiadania niebezpiecznego pyłu węglowego wyrobiska były opylane pyłem kamiennym. W miejscach zabudowy przesypów urobku stosowano zraszanie wodne w celu ograniczenia lotności pyłu węglowego. Ponadto rejon ściany został zabezpieczony zaporami przeciwwybuchowymi [3]. Zapory główne zlokalizowane były w pochylni odstawczej na północ od chodnika N-1, na południe od chodnika N-3 oraz na wylocie z chodnika N-2 do pochylni transportowej A-2. Zapory rejonowe zlokalizowano w chodnikach N-1 i N-2 przed frontem ściany zgodnie z przepisami górniczymi [9], w drążonym chodniku N-3 oraz w ostatnim niezlikwidowanym odcinku chodnika N-2a między przecinkami do chodnika N-2. Dodatkowo zapora rejonowa zlokalizowana była także w wylotowym prądzie powietrza w chodniku N-2 za ostatnią przecinką łączącą tenże chodnik z chodnikiem N-2a. W związku z wysoką wilgotnością względną powietrza wypływającego z rejonu ściany zapory, główne wylotowe, ale i rejonowe, zbudowane były jako zapory wodne.

3. ANALIZA KOSZTÓW PROFILAKTYK ZAGROŻEŃ AEROLOGICZNYCH W ŚCIANIE A-1

3.1. Charakterystyka kosztów

Analizę kosztów profilaktyk aerologicznych dla ściany A-1 oparto na kosztach rodzajowych [1], w ramach których przyjęto koszt materiałów trwałych oraz koszt wynagrodzeń poniesionych na prowadzenie ww. profilaktyk [5]. Nie uwzględniono innych kosztów, m. in. kosztów amortyzacji, kosztów zużycia materiałów i energii. Podyktowane było to w wielu przypadkach brakiem możliwości oszacowania takich kosztów. Koszty te były marginalne i nie wpływały znacząco na podniesienie ogólnych kosztów prowadzonych profilaktyk. Wybór sposobu zwalczania zagrożenia poprzez dobór odpowiedniej profilaktyki miał za zadanie przede wszystkim poprawę bezpieczeństwa pracy w rejonie ściany.

W poniższych tabelach 3-6. przedstawiono zakres najważniejszych prac profilaktycznych oraz zestawienie poniesionych na nie kosztów.

Tabela 3.

| Lp. | Nazwa kosztu | Ilość/liczba | Koszt jednostkowy, zł | Koszt całkowity, zł |
|-----|--|--------------|--------------------------|------------------------|
| 1. | Wykonawstwo otworów drenażowych. Wiercenie otworów: zużycie materiałów eksploatacyj- nych (koronki wiertnicze, rury obsadowe, materiały uszczelniające) | _ | _ | 1 394 000 |
| 2. | Wykonawstwo oganianki z płótna wentylacyjnego i doszczelnianie zawału chodnika N-1 pianą lekką, stru- mienice | _ | _ | 86 000 |
| 3. | Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia metanowego | 670 | 188,00 | 125 960 |
| 4. | 4. Całkowity koszt profilaktyk | | | 1 605 960 |

Zestawienie kosztów profilaktyki metanowej [5]

| | | 1 | | |
|-----|--|---|--|-----------------------------|
| Lp. | Nazwa kosztu | Ilość/liczba | Koszt jednostkowy | Koszt całkowity, zł |
| 1. | Wykonawstwo pasów podsadzkowych | _ | _ | 394 500 |
| 2. | Materiały chemiczne: - spieniony inhibitor - piana fenolowa - piana izolacyjna | 9 340 dm ³ 37 250 dm ³ 39 230 dm ³ | 3,5 zł/dm ³ 5,5 zł/dm ³ 1,9 zł/dm ³ | 32 690 204 875 74 537 |
| 3. | Materiały mineralne: - spoiwo mineralno-cementowe - cement portlandzki - piasek płukany | 155 Mg 8,5 Mg 20 Mg | 774,2 zł/Mg 256 zł/Mg 16 zł/Mg | 120 001 2 176 320 |
| 4. | Betonity prostopadłościenne | 4200 szt. | 3,5 zł/szt. | 14 700 |
| 5. | Prace inertyzacyjne azotem | 112 250 m ³ | 3,37 zł/m ³ | 378 283 |
| 6. | Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia pożarowego | 3407 | 191,00 zł | 650 737 |
| 7. | Całkowity koszt profilaktyk | | | 1 872 819 |

Zestawienie kosztów profilaktyki pożarowej [5]

Zestawienie kosztów profilaktyki klimatycznej [5]

| Lp. | Nazwa kosztu | Ilość/liczba | Koszt jednostkowy, zł | Koszt całkowity, zł |
|-----|---|--------------|--------------------------|------------------------|
| 1. | Chłodziarka MK-300c | 2 szt. | 375 000 | 750 000 |
| 2. | Chłodziarka MK-300 | 1 szt. | 220 000 | 220 000 |
| 3. | Wentylatory pomocnicze | 3 szt. | 85 000 | 255 000 |
| 4. | Wentylatory lutniowe wraz z lutniami | 2 szt. | 78 000 | 156 000 |
| 5. | Materiały pomocnicze | _ | - | 123 000 |
| 6. | Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia klimatycznego | 690 | 188,00 | 129 720 |
| 7. | Całkowity koszt profilaktyk | | | 1 633 720 |

Tabela 6.

Tabela 5.

Tabela 4.

Zestawienie kosztów profilaktyki zagrożenia wybuchem pyłu węglowego [5]

| Lp. | Nazwa kosztu | llość/liczba | Koszt jednostkowy, zł | Koszt całkowity, zł |
|-----|---|--------------|--------------------------|------------------------|
| 1. | Pył kamienny zwykły | 185 Mg | 218,94 | 40 504 |
| 2. | Pojemniki na zapory wodne (40 dm ³) | 1340 szt. | 49,00 | 65 660 |
| 3. | Konstrukcje drewniane i stalowe do zapór przeciwwybu- chowych | _ | _ | 34 500 |
| 4. | Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego | 550 | 188,00 | 103 400 |
| 5. | Całkowity koszt profilaktyk | | | 244 064 |

Z analizy kosztów działań profilaktycznych wynika, że występują zróżnicowania nakładów na robociznę i na materiały, co przedstawia rysunek 2.



Rys. 2. Porównanie kosztów materiałów i roboczodniówek dla profilaktyk zagrożeń aerologicznych

3.2. Wskaźniki kosztów profilaktyk aerologicznych

W okresie prowadzonej eksploatacji pokładu 401 ścianą A-1 całkowite nakłady poniesione przez kopalnię na poprawę bezpieczeństwa w ścianie A-1 poprzez prowadzenie profilaktyk ukierunkowanych na ograniczenie zagrożeń aerologicznych wyniosły 5 310 199 zł. Ściana A-1 prowadzona była łącznie przez 115 dni. Średnie wydobycie w okresie prowadzonej eksploatacji wynosiło 4500 Mg/dobę. Wydobycie całkowite wyniosło więc:

$$W_C = W_d \cdot d_r = 4500 \cdot 115 = 517\ 500, \,\mathrm{Mg}$$
 (1)

gdzie:

 W_C – wydobycie całkowite, Mg,

 W_d – wydobycie dobowe, Mg/dobę,

 d_r – liczba dni prowadzonej eksploatacji.

W okresie prowadzonej eksploatacji ścianą A-1 cena jednostkowa 1 tony węgla wynosiła 510 zł. Uzyskany przychód całkowity dla przyjętej ceny jednostkowej 1 tony węgla wyniósł więc 263 925 000 zł.

Udział procentowy kosztu profilaktyki w uzyskanym przychodzie można obliczyć z wzoru:

$$U_P = \frac{K_P}{P_C} \cdot 100\% \tag{2}$$

gdzie:

 U_P – udział procentowy zastosowanej profilaktyki, %,

- K_P koszt całkowity zastosowanej profilaktyki, zł,
- P_c przychód całkowity, zł.

Korzystając ze wzoru 2. udziały procentowe poszczególnych kosztów profilaktyk w przychodzie całkowitym wyniosły odpowiednio:

- udział profilaktyki metanowej $U_{PM} = 0,61\%$,
- udział profilaktyki pożarowej $U_{PP} = 0,71\%$,
- udział profilaktyki klimatycznej $U_{PK} = 0,62\%$,

– udział profilaktyki pyłowej $U_{PWP} = 0,092\%$,

co pokazano na rys. 3.

Całkowity udział procentowy kosztów profilaktyk aerologicznych w przychodzie całkowitym wyniósł więc:

$$U_C = U_{PM} + U_{PP} + U_{PK} + U_{PWP}, \%$$
(3)

zatem

$$U_C = 0.61 + 0.71 + 0.62 + 0.075 = 2.032\%$$
.

Koszt profilaktyki zawartej w 1 Mg wydobytego węgla można obliczyć z wzoru:

$$K_{PMg} = \frac{K_P}{W_C}, z$$
 (4)

Tak więc koszty działań profilaktycznych przedstawiają się następująco:

- koszt profilaktyki metanowej $K_{PMgM} = 3,10$ zł,
- koszt profilaktyki pożarowej $K_{PMgP} = 3,62$ zł,
- koszt profilaktyki klimatycznej $K_{PMgK} = 3,15$ zł,
- koszt profilaktyki pyłowej $K_{PMgM} = 0,47$ zł,

co pokazano na rys. 4.



Rys. 3. Udziały procentowe kosztów profilaktyk zagrożeń aerologicznych ujęte w całkowitym przychodzie



Rys. 4. Koszty profilaktyk zagrożeń aerologicznych w przeliczeniu na 1 Mg wydobytego węgla



Rys. 5. Koszt profilaktyk aerologicznych na 1 Mg węgla

Sumaryczny koszt profilaktyk aerologicznych przypadający na 1 tonę węgla wyniósł 10,34 zł, co przy cenie 1 tony węgla wynoszącej 510 zł wynosi ok. 2,02% (rys. 5).

4. PODSUMOWANIE

Utrzymanie bezpieczeństwa pracy w rejonie eksploatacyjnym jest niezbędnym warunkiem umożliwiającym prowadzenie robót górniczych. Zagrożenia wentylacyjne są najczęściej występującymi zagrożeniami w ramach rejonu eksploatacyjnego. Ograniczenie ich wpływu w procesie eksploatacji ścianowej jest elementem niezbędnym do prawidłowego i bezpiecznego wybierania pokładu węgla w rejonie ściany eksploatacyjnej. Profilaktyki stosowane w ramach zagrożeń wentylacyjnych minimalizują ryzyko powstania zagrożenia i umożliwiają efektywniejsze i bezpieczniejsze prowadzenie prac eksploatacyjnych. Konieczność prowadzenia profilaktyk z jednej strony ogranicza ryzyko wystąpienia zagrożenia do wartości akceptowalnych, z drugiej jednak strony generuje dodatkowe koszty, które muszą być uwzględnione w cenie jednostkowej węgla, i tym samym podwyższa cenę sprzedaży. Głównym elementem wpływajacym na udział procentowy kosztów prowadzonych profilaktyk, obok liczby profilaktyk niezbędnych do stosowania w rejonie ściany, jest wydobycie całkowite z pola ściany. To ono właśnie wpływa na całkowity koszt prowadzonych profilaktyk w przeliczeniu na tonę wydobycia z rejonu ściany.

W analizowanym przykładzie całkowity koszt zastosowanych profilaktyk wyniósł ok. 2% ceny 1 tony węgla. Obecnie w związku ze znaczną obniżką cen rynkowych węgla koszt ten wyniósłby nawet 5-10% ceny 1 tony węgla. Należy jednak zaakcentować fakt, że konieczność stosowania profilaktyk jest nieodzownym czynnikiem wpływającym nie tylko na wzrost efektywności wydobycia, ale przede wszystkim na utrzymanie odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa funkcjonalnego w obszarze najbardziej narażonego na zagrożenia elementu produkcyjnego w kopalni, jakim jest ściana eksploatacyjna.

To właśnie utrzymanie odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa w miejscu pracy i dążenie do jego stałego podnoszenia powinno być głównym i nadrzędnym elementem przy prowadzeniu robót górniczych. Jeśli koszt utrzymania wymaganego poziomu bezpieczeństwa jest zbyt wysoki, należy przeanalizować opłacalność prowadzenia eksploatacji górniczej w danym rejonie.

Literatura

- Bień W.: Zarządzanie finansami w przedsiębiorstwie, WNE, Warszawa 2000.
- Burnat B.: O pojęciu zagrożenia w górnictwie, Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie, nr 4, Katowice 1976.
- Dokumentacja prac profilaktycznych przeprowadzonych w ścianie A-1.
- Kabiesz J.: Możliwość wykorzystania metod eksperckich dla oceny stanu zagrożeń górniczych, Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2005.
- Koszty prac profilaktycznych na podstawie danych z działu kontrolingu.
- Krzemień S., Krause M.: Zarządzanie bezpieczeństwem w górnictwie, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, WUG, nr 9, Katowice 2000.
- Ocena stanu bezpieczeństwa pracy, ratownictwa górniczego oraz bezpieczeństwa powszechnego w związku z działalnością górniczo-geologiczną w 2014 roku, WUG, Katowice 2015.
- 8. Projekt techniczny ściany A-1 w pokładzie 401.
- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz.U. Nr 139 z 2002 r., poz. 1169 z późn. zm.
- Sułkowski J.: Czy wybuchy w kopalniach są wynikiem błędnej oceny ryzyka?, Materiały XII Konferencji WUG pt. Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie, SITG, Wisła 2010.
- Trenczek S.: Kreowanie bezpiecznego górnictwa poprzez dostosowywanie przepisów i systemowego monitorowania do zmieniających się warunków naturalnych, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2013, nr 1(503), s. 5-12.

dr inż. DARIUSZ MUSIOŁ Instytut Eksploatacji Złóż, Politechnika Śląska ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice dariusz.musiol@polsl.pl

> mgr inż. ARTUR PLUTA KWK Budryk ul. Zamkowa 10, 43-178 Ornontowice







