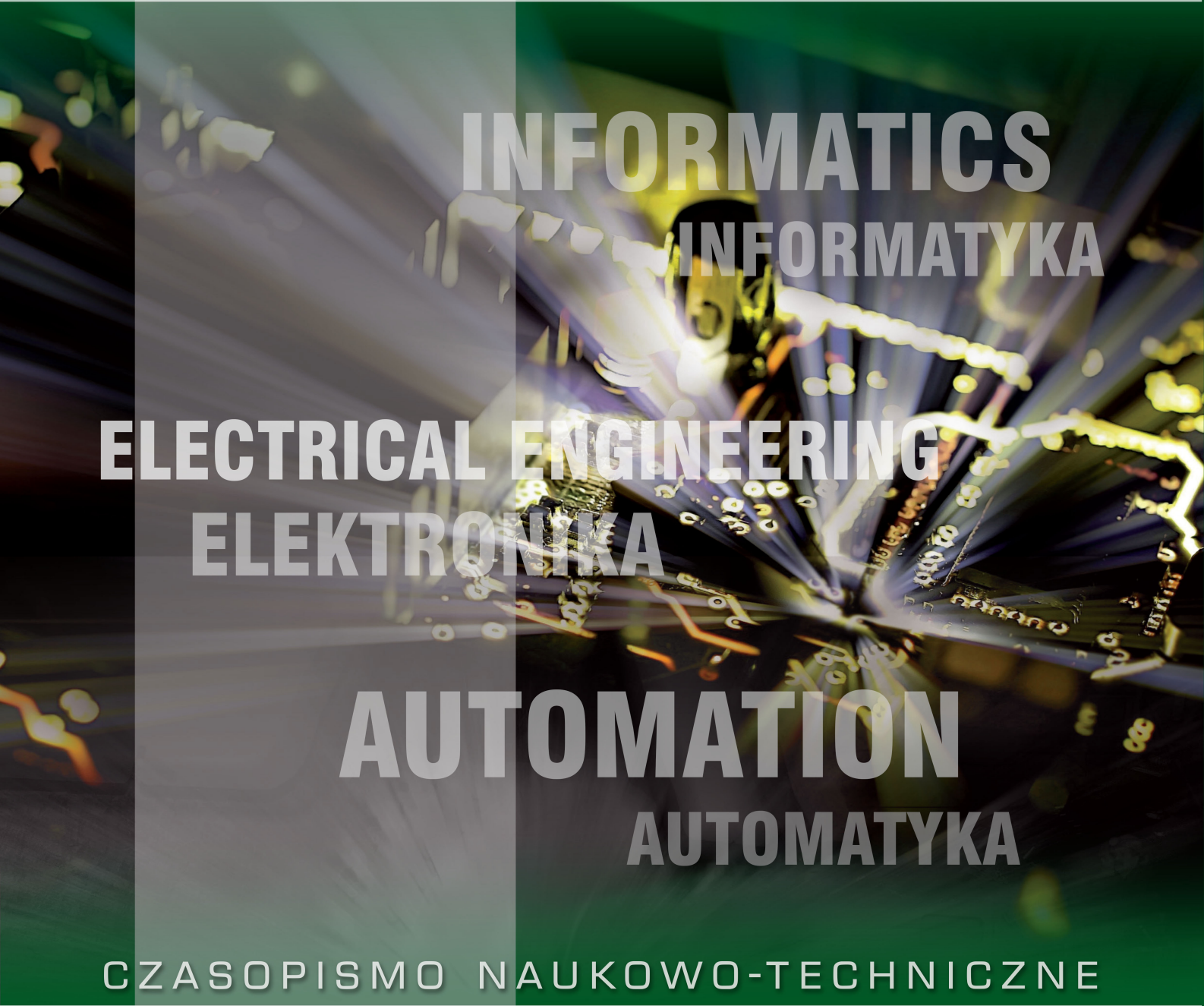


2(526) 2016

Mining

**INFORMATICS AUTOMATION
AND ELECTRICAL ENGINEERING**

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL



**INFORMATICS
INFORMATYKA**

**ELECTRICAL ENGINEERING
ELEKTRONIKA**

**AUTOMATION
AUTOMATYKA**

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 – **Artur Kozłowski**

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**

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

Marian Hyla

Impact of voltage dips on the operations of a high-power synchronous motor with a reactive power controller	5
Wpływ zapadów napięcia na pracę silnika synchronicznego dużej mocy z regulatorem mocy biernej.....	55

Sebastian Iwaszenko

Using GPU acceleration in solving selected kinetic coal gasification models	14
Użycie akceleracji GPU do rozwiązywania wybranych modeli kinetycznych gazyfikacji węgla	65

Leszek Kaspryzak, Paweł Szwejkowski, Maciej Cader

Robotics in mining exemplified by Mobile Inspection Platform	23
Robotyzacja kopalń na przykładzie Mobilnej Platformy Inspekcyjnej	74

A. Khomenko, E. Khomenko, G. Bagliuk, B. Miedzinski, A. Kozłowski

Investigation of correlation between physical properties and microstructure geometrical parameters of Cr-Cu composite material used for vacuum arcing contacts	29
Badanie współzależności między właściwościami fizycznymi a parametrami geometrycznymi mikrostruktur kompozytu Cr-Cu używanego w próżniowych zestawkach opalnych	80

Piotr Mazik, Grzegorz Galow, Łukasz Wróbel

Monitoring and prediction of seismic hazards in a mining geophysics station	33
Monitorowanie i prognozowanie zagrożeń sejsmicznych w kopalnianej stacji geofizyki górniczej	85

Kazimierz Miśkiewicz, Antoni Wojaczek

How to assess and improve the quality of voice services in telephone communication and alarm systems in mines	40
Możliwości oceny i poprawy jakości usług głosowych w kopalnianych systemach łączności telefonicznej i alarmowej	92

Joachim Pielot, Wojciech Pielucha

Analysis of effects of coal enrichment in jigs at changing grain composition of the feed	48
Analiza efektów wzbogacania węgla w osadzarkach przy zmianach składu ziarnowego nadawy	101

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

MARIAN HYL

IMPACT OF VOLTAGE DIPS ON THE OPERATIONS OF A HIGH-POWER SYNCHRONOUS MOTOR WITH A REACTIVE POWER CONTROLLER

The article presents the impact of voltage dips on the operations of a synchronous motor in the state of synchronism. The following characteristics were determined: static characteristics of the load angle depending on power voltage and excitation current for a GAe-1716t/01 high-power motor. The results of simulation tests of dynamic states were presented. Finally, it was investigated whether it is justifiable to force excitation current during voltage dips in order to keep the motor in the state of synchronous work.

SEBASTIAN IWASZENKO

USING GPU ACCELERATION IN SOLVING SELECTED KINETIC COAL GASIFICATION MODELS

Coal gasification is recognized as one of clean coal technologies. Though it has been known for a relatively long time, its complexity still challenges scientists all over the world. One of the tools used in the research is simulation. The presented work investigates the capabilities of using GPGPU in modeling coal gasification. The selected set of models is used (volumetric, non-reactive core and Johnson's). The models as well as numeric solution methods were implemented as a sequential and parallel code. The execution time for both methods was investigated and the speedup for the parallel code determined. The influence of mathematical function call in the GPU code was also checked. The results show that for all models the parallel code gives significant speedup over the serial counterpart, as long as a reasonably large equation set is used. Therefore, using a dedicated GPU code for coal gasification simulations is highly recommended, whenever big systems of ODE have to be solved.

LESZEK KASPRZYCZAK
PAWEŁ SZWEJKOWSKI
MACIEJ CADER

ROBOTICS IN MINING EXEMPLIFIED BY MOBILE INSPECTION PLATFORM

The paper presents the Mobile Inspection Platform (MPI) – the innovative solution in the area of safety in underground coal mining. The robot is equipped with devices and sensors that allow the safe exploration and monitoring of these mine regions, that have environmental conditions which are potentially dangerous for a worker. The paper describes in details also the process and results of tests conducted in the Central Mines Rescue Station (CSRG).

PIOTR MAZIK
GRZEGORZ GAŁOWY
LUKASZ WRÓBEL

MONITORING AND PREDICTION OF SEISMIC HAZARDS IN A MINING GEOPHYSICS STATION

The article features new functions of a dispatching system designed for mining geophysics stations. A number of functions were presented: those enabling to determine and interpret so-called passive tomography maps and those of a new innovative solution which is based on computational intelligence methods for predicting the EPZ energy in each excavation.

MARIAN HYL

WPLYW ZAPADÓW NAPIĘCIA NA PRACĘ SILNIKA SYNCHRONICZNEGO DUŻEJ MOCY Z REGULATOREM MOCY BIERNEJ

W artykule przedstawiono wpływ zapadów napięcia na pracę silnika synchronicznego w stanie synchronizmu. Wyznaczono charakterystyki statyczne kąta mocy w zależności od napięcia zasilania oraz prądu wzbudzenia dla silnika dużej mocy typu GAe-1716t/01. Zaprezentowano wyniki badań symulacyjnych stanów dynamicznych. Rozpatrzono zasadność forsowania prądu wzbudzenia podczas zapadów napięcia w celu utrzymania silnika w stanie pracy synchronicznej.

SEBASTIAN IWASZENKO

UŻYCIĘ AKCELERACJI GPU DO ROZWIĄZYWANIA WYBRANYCH MODELI KINETYCZNYCH GAZYFIKACJI WĘGLA

Gazyfikacja węgla uznawana jest za jedną z tzw. czystych technologii węglowych. Choć jest znana już względnie długo, jej złożoność wciąż pozostaje wyzwaniem dla naukowców na całym świecie. Jednym z narzędzi używanych w badaniach jest symulacja. W pracy zbadano możliwości użycia GPGPU w modelowaniu gazyfikacji węgla. Użyto wybranego zbioru modeli (objętościowego, rdzenia bezreaktywnego i Johnsona). Modele oraz metody rozwiązań numerycznych zaimplementowano jako kod szeregowy i równoległy. Zbadano czas realizacji obydwu metod oraz określono przyspieszenie kodu równoległego. Sprawdzono również wpływ wywołania funkcji matematycznej w kodzie GPU. Wyniki wskazują, że dla wszystkich modeli kod równoległy powoduje znaczne przyspieszenie obliczeń w stosunku do odpowiednika szeregowego, pod warunkiem, że użyje się wystarczająco dużego zbioru równań. Dlatego zaleca się użycie dedykowanego kodu GPU do symulacji gazyfikacji węgla w każdym przypadku, gdy wymagane jest rozwiązanie dużych systemów ODE.

LESZEK KASPRZYCZAK
PAWEŁ SZWEJKOWSKI
MACIEJ CADER

ROBOTYZACJA KOPALŃ NA PRZYKŁADZIE MOBILNEJ PLATFORMY INSPEKCYJNEJ

Artykuł przedstawia Mobilną Platformę Inspekcyjną – innowacyjne rozwiązanie w zakresie poprawy bezpieczeństwa w górnictwie węgla kamiennego. Robot w swoim wyposażeniu posiada oprzyrządowanie, pozwalające na bezpieczną eksplorację i monitorowanie tych rejonów kopalni, w których panują potencjalnie niebezpieczne dla człowieka warunki środowiskowe. Artykuł opisuje szczegółowo nie tylko wyposażenie urządzenia, ale także przebieg i wyniki testów w Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego.

PIOTR MAZIK
GRZEGORZ GAŁOWY
LUKASZ WRÓBEL

MONITOROWANIE I PROGNOZOWANIE ZAGROZEŃ SEJSMICZNYCH W KOPALNIANEJ STACJI GEOFIZYKI GÓRNICZEJ

W artykule przedstawiono nowe funkcje systemu dyspozytorskiego przeznaczonego dla górniczych stacji geofizycznych. Przedstawiono funkcje związane z możliwością wyznaczania i interpretacji map tomografii pasywnej oraz nowego innowacyjnego rozwiązania polegającego na zastosowaniu metod inteligencji obliczeniowej do prognozowania tzw. energii EPZ w każdym z wyrobisk.

A. KHOMENKO, E. KHOMENKO, G. BAGLIUK
BOGDAN MIEDZIŃSKI, ARTUR KOZŁOWSKI

INVESTIGATION OF CORRELATION BETWEEN PHYSICAL
PROPERTIES AND MICROSTRUCTURE GEOMETRICAL
PARAMETERS OF CR-CU COMPOSITE MATERIAL
USED FOR VACUUM ARCING CONTACTS

A new microstructure quality index is proposed, suitable for Cr-Cu system metal-matrix materials used for arc-suppressing electrical contacts of vacuum switches for high voltages (10-36 kV) and high currents (20-100 kA). Based on the example of some physical properties of the Cr-50Cu composite and its microstructure geometrical parameters it was shown that there is strong correlation between the strengthening phase distribution character, electrical conductivity and mechanical characteristics obtained under the strain test. It was ascertained that the proposed index of accordance of structure to the regular one, rationed to the size of strengthening phase particles and fractal dimension of material microstructure, were strongly related to yield strength and electric conductivity (correlation coefficient reaches 0.98 ... 0.99).

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANTONI WOJACZEK

HOW TO ASSESS AND IMPROVE THE QUALITY
OF VOICE SERVICES IN TELEPHONE COMMUNICATION
AND ALARM SYSTEMS IN MINES

The article presents selected objective and subjective methods to assess the quality of voice services in telephone communication. The authors described the impact of the line and acoustic echo phenomena and ambient noise on the functions of telephone communication systems with respect to the speakerphone mode. Additionally, they discussed the possibilities to apply digital technology to improve the quality of voice services in telephone communication and alarm systems.

JOACHIM PIELOT
WOJCIECH PIELUCHA

ANALYSIS OF EFFECTS OF COAL ENRICHMENT IN JIGS
AT CHANGING GRAIN COMPOSITION OF THE FEED

One of the basic coal preparation processes is coal preparation in water pulsating jigs. The efficiency of coal preparation depends on the washability of the raw coal feed and the shape of partition curves which, in turn, depend on the grain composition of the feed. Thus, when the grain composition changes, it is necessary to change the partition density of the jig (by changing the reception intensity of the undersized product) [2, 6]. The authors of the article attempted to estimate, tentatively, how an on-line analysis of the feed grain composition, in technological configurations with one or two jigs that successively prepare the concentrates, can improve the preparation efficiency with respect to the dynamic properties of the jig. The jig is an inertial object with time delay – transport delay. However, preparation processes of minerals have a non-linear character [4, 12] – equivalent parameters of the object are different for positive and negative changes in the set value. Dynamic effects of preparation were presented with respect to changes in the grain composition.

A. KHOMENKO, E. KHOMENKO, G. BAGLIUK
BOGDAN MIEDZIŃSKI, ARTUR KOZŁOWSKI

BADANIE WSPÓLZALEŻNOŚCI MIĘDZY WŁAŚCIWOŚCIAMI
FIZYCZNYMI A PARAMETRAMI GEOMETRYCZNYMI
MIKROSTRUKTUR KOMPOZYTU CR-CU UŻYWANEGO
W PRÓŻNIOWYCH ZESTYKACH OPALNYCH

W artykule zaproponowano nowy wskaźnik jakości mikrostruktury, odpowiedni dla metalowych materiałów kompozytowych używanych w elektrycznych zestykach gaszących przełączników próżniowych przy wysokich wartościach napięcia (10-36 kV) i natężenia prądu (20-100 kA). Na przykładzie niektórych własności fizycznych kompozytu Cr-50Cu i parametrów jego mikrostruktur geometrycznych wykazano silną współzależność pomiędzy cechami rozdzielczości fazy wzmocnienia, przewodnictwem elektrycznym i charakterystyką mechaniczną uzyskaną podczas testów naprężeniowych. Stwierdzono, że zaproponowany wskaźnik regularności, znormalizowany wskaźnik regularności i wymiar podobieństwa są wyraźnie skorelowane z wytrzymałością mechaniczną i przewodnictwem elektrycznym (współczynnik korelacji liniowej na poziomie 0,98 – 0,99).

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANTONI WOJACZEK

MOŻLIWOŚCI OCENY I POPRAWY JAKOŚCI
USŁUG GŁOSOWYCH W KOPALNIANYCH SYSTEMACH
ŁĄCZNOŚCI TELEFONICZNEJ I ALARMOWEJ

Prezentowano wybrane metody oceny jakości usług głosowych w telefonii z uwzględnieniem metod subiektywnych i obiektywnych. Opisano wpływ zjawiska echa akustycznego i liniowego oraz hałasu otoczenia na funkcjonowanie systemów łączności telefonicznej z uwzględnieniem trybu głośnomówiącego. Omówiono możliwości zastosowania techniki cyfrowej dla poprawy jakości usług głosowych w kopalniach systemach łączności telefonicznej i alarmowej.

JOACHIM PIELOT
WOJCIECH PIELUCHA

ANALIZA EFEKTÓW WZBOGACANIA WĘGLA
W OSADZARKACH PRZY ZMIANACH
SKŁADU ZIARNOwego NADAWY

Jednym z podstawowych procesów przeróbki węgla jest wzbogacanie w osadzarkach wodnych. Efekty tego procesu zależą od wzbogacalności węgla surowego oraz od składu ziarnowego nadawy. Przy zmianie składu ziarnowego, aby zachować stałą zadaną jakość koncentratu, konieczna jest zmiana gęstości rozdzielu w osadzarkach (poprzez zmianę natężenia przepływu produktu dolnego). W artykule podjęto próbę wstępnego oszacowania, w jakim stopniu analiza składu ziarnowego nadawy (w trybie on-line) do układów technologicznych – jednej osadzarki oraz dwóch osadzarek wzbogacających posobnie – może poprawić efektywność wzbogacania, uwzględniając własności dynamiczne osadzarki. Osadzarka ma charakter obiektu inercyjnego z opóźnieniem czasowym – transportowym. Przedstawione zostały dynamiczne efekty wzbogacania przy zmianach składu ziarnowego nadawy.

Impact of voltage dips on the operations of a high-power synchronous motor with a reactive power controller

The article presents the impact of voltage dips on the operations of a synchronous motor in the state of synchronism. The following characteristics were determined: static characteristics of the load angle depending on power voltage and excitation current for a GAe-1716t/01 high-power motor. The results of simulation tests of dynamic states were presented. Finally, it was investigated whether it is justifiable to force excitation current during voltage dips in order to keep the motor in the state of synchronous work.

Keywords: synchronous motor, reactive power compensation, voltage dips

1. INTRODUCTION

High-power synchronous motors are used in the mining industry chiefly in the drives of main fans installed to ventilate the mine underground. Usually, these motors are supplied straight from the buses of 6 kV substations, however, systems supplied by inverters are encountered more and more frequently. For direct power supply, motors with salient poles are used as drive motors, because asynchronous start-up is possible in this case. In the steady state the motor works with synchronous speed resulting from the frequency of the supply voltage, while the ventilation efficiency is regulated by proper arrangement of the steering system valves. A 20-minute break in the ventilator operation results in a work stoppage and the personnel evacuation towards downcast shafts or to the surface [8]. It is important for the ventilation system to work reliably and the key element is proper operation of the motor that drives the ventilator.

One of the phenomena that can contribute to incorrect operations of the ventilator is a dip of the voltage supplying the drive motor. Such a phenomenon may cause the motor to fall out of synchronous work and, as a consequence, may cause emergency stopping of the ventilator.

Under-loaded synchronous motors are often used as regulated reactive power compensators, both locally

and in the systems with superior setting of reactive power [3, 4]. Reactive power regulation is administered by changing the current in the excitation winding of the motor.

The objective of the tests is to analyze how a voltage dip affects the drive operations when reactive power compensation procedures are applied. Another objective is to assess the possibility to keep the motor in the state of synchronism by forcing the excitation current. Only symmetrical dips are taken into account.

2. SYNCHRONOUS OPERATION OF SALIENT-POLES MOTOR

In synchronous motors with salient poles, the excitation winding is wound onto the poles of the rotor (field system). The core of the rotor is symmetrical to the salient pole axis which is marked as axis d and to the longitudinal axis marked as axis q which is perpendicular to d . The core contains solid elements of a magnetic circuit (pole pieces). Synchronous reactance has different values in both axes. This allows to achieve a starting torque at the direct-on-line start-up from the supply network.

In the state of synchronous work, when the motor is loaded with a braking torque (active power), the rotor

axis does not coincide with the axis of the rotating field generated by the windings of the stator. The axis is shifted by the ϑ angle, called load angle. The forces which operate between the poles evoke a mechanical torque which opposes the braking torque. Changes in the load do not cause any changes in the rotating speed of the rotor, only a delay of the rotor with respect to the rotating field produced by the machine stator. When the maximal admissible value of the load angle is exceeded, the motor falls out of synchronous work [1, 2, 5, 6, 7].

Figure 1 features a phasor diagram of a synchronous motor with salient poles in the dq coordinate system, disregarding losses in the stator winding.

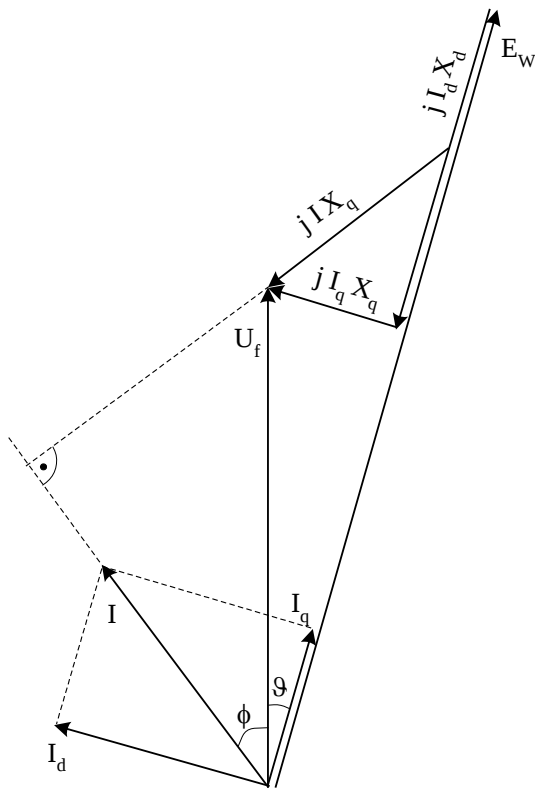


Fig. 1. Phasor diagram of a synchronous motor with salient poles

A rated load angle ϑ_N can be determined on the basis of the following dependency [2, 7]:

$$\vartheta_N = \arcsin \frac{I_N \cdot X_q \cdot \cos \varphi_N}{\sqrt{U_{fN}^2 + 2 \cdot U_{fN} \cdot I_N \cdot X_q \cdot \sin \varphi_N + I_N^2 \cdot X_q^2}}, \quad (1)$$

where:

- I_N – rated current of the stator,
- U_{fN} – rated phase-to-phase voltage,
- $\cos \varphi_N$ – rated power factor,
- X_d – diffusion reactance in axis d ,
- X_q – diffusion reactance in axis q .

Active power consumed by the motor in the state of synchronous work is described by the following dependency:

$$P = m \left(\frac{U_f E_w}{X_d} \sin \vartheta + \frac{1}{2} U_f^2 \left(\frac{1}{X_q} - \frac{1}{X_d} \right) \sin(2\vartheta) \right), \quad (2)$$

where:

- m – number of phases,
- U_f – phase-to-phase voltage,
- ϑ – load angle,
- E_w – electromotive force induced in the winding of the stator.

Electromotive force induced in the winding of the stator is expressed by the following dependency:

$$E_w = \frac{I_w}{k_w}, \quad (3)$$

where:

- I_w – excitation current,
- k_w – force connected with the motor structure.

The T torque developed by the motor can be determined by the following dependency:

$$T = \frac{P}{\omega_1}, \quad (4)$$

where ω_1 in the state of synchronous work is equal to angular velocity ω_N expressed by the following formula:

$$\omega_N = \frac{2\pi f_N}{p}, \quad (5)$$

where:

- f_N – rated frequency of supply voltage,
- p – number of pole pairs of the field system.

The dependencies (2), (3) and (4) show that the load angle is affected by the motor load with active power (proportional to the load torque), as well as by the supply voltage and excitation current values.

Safe operation of the motor in the state of synchronism is possible in a limited range for the load angle.

Motors manufacturers recommend that the motors should work with load angles not bigger than the rated value. Working with a bigger load angle may cause instable operations of the motor, particularly in transient states. In practice, synchronous motors have a certain reserve of the load angle which enables stable synchronous work.

Reactive power generated or consumed by the motor can be determined on the basis of the following dependency:

$$Q = \begin{cases} -3U_f \sqrt{I^2 - I_p^2} & \text{for } \vartheta < \vartheta_0, \\ 3U_f \sqrt{I^2 - I_p^2} & \text{for } \vartheta \geq \vartheta_0, \end{cases} \quad (6)$$

where:

I – stator current,

I_p – active current,

ϑ_0 – load angle while working with $\cos\varphi=1$.

Active current I_p is described by the below dependency:

$$I_p = \frac{P}{3U_f}, \quad (7)$$

while stator current I by:

$$I = \sqrt{I_d^2 + I_q^2}, \quad (8)$$

where:

I_d – current in d axis in the following form:

$$I_d = \frac{E_w - U_f \cos \vartheta}{X_d}, \quad (9)$$

I_q – current in q axis in the following form:

$$I_q = \frac{U_f \sin \vartheta}{X_q}. \quad (10)$$

Based on (6), (9) and (10) it can be observed that follow-up reactive power compensation with the use of a synchronous motor may lead to changes in the load angle at the unchanged load torque.

The use of the motor as a controlled reactive power compensator is possible only if the motor is loaded with a torque that is smaller than the rated value. In many industrial drives synchronous motors work with load torques significantly smaller than the rated one. For example, the load of a motor which drives a

ventilator in the mine underground typically does not exceed 60% of its rated power. Such load leaves an indispensable safety margin of the load angle during supply voltage dips.

Under-loaded synchronous motors used as reactive power compensators are equipped with current regulation systems in their excitation circuits [4]. Lower excitation current results in a higher value of the load angle. During a voltage dip such a situation may lead to the motor fall-out of synchronism.

A frequent practice during voltage dips is to follow the procedure of excitation current forcing in order to reduce the load angle. The forcing is conducted until the supply voltage comes back to the assumed value, a few seconds maximum. Longer forcing times are not used due to losses that occur in the excitation winding when the flowing current value is higher than the rated one. When the acceptable excitation forcing time is exceeded, there is an emergency switch-off of the motor.

3. TESTED OBJECT

The tested object is a GAe-1716t/01 salient-pole synchronous motor whose rated data are presented in Table 1.

Based on the dependency (1) the rated load angle $\vartheta_N = 22.9^\circ$ was determined.

Figures 2-7 feature static characteristics of the load angle depending on the active power load, supply voltage and excitation current determined analytically. The tested range of excitation current was increased to $1.2I_{wN}$, due to the assumed possibility to force the excitation current during a dip in the supply voltage of the stator. The dashed line stands for the rated excitation current and rated load angle.

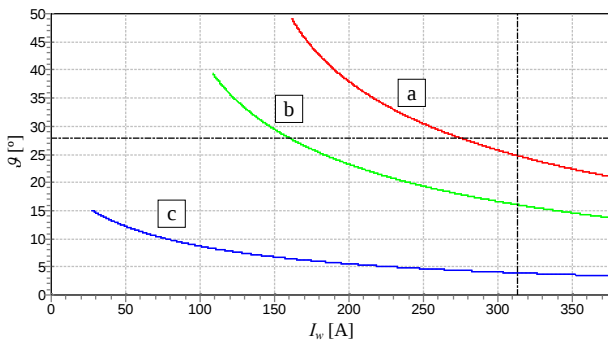


Fig. 2. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $U=U_N$: a) $P=0.9P_N$, b) $P=0.6P_N$, c) $P=0.15P_N$

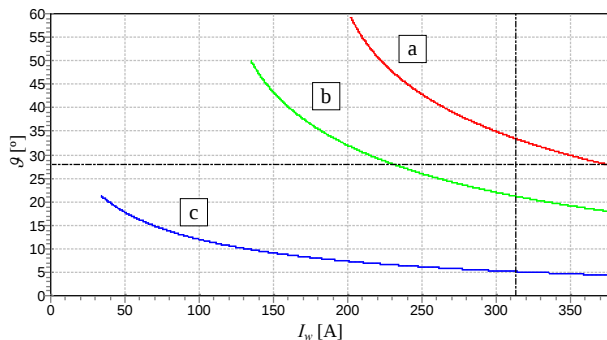


Fig. 3. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $U=0.8U_N$: a) $P=0.9P_N$, b) $P=0.6P_N$, c) $P=0.15P_N$

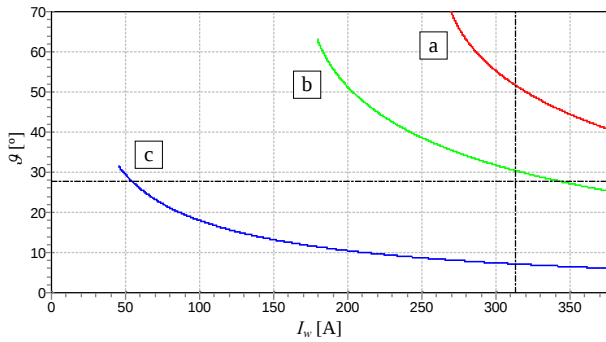


Fig. 4. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $U=0.6U_N$: a) $P=0.9P_N$, b) $P=0.6P_N$, c) $P=0.15P_N$

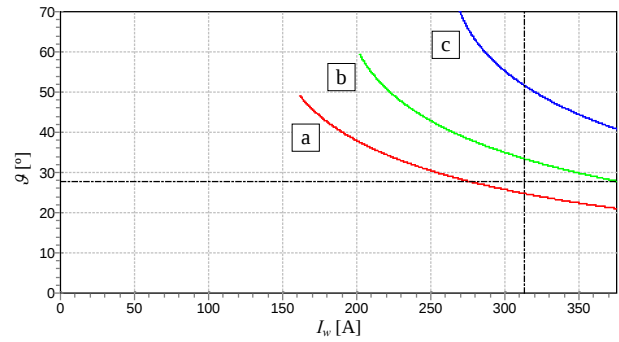


Fig. 5. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $P=0.9P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0.8U_N$, c) $U=0.6U_N$

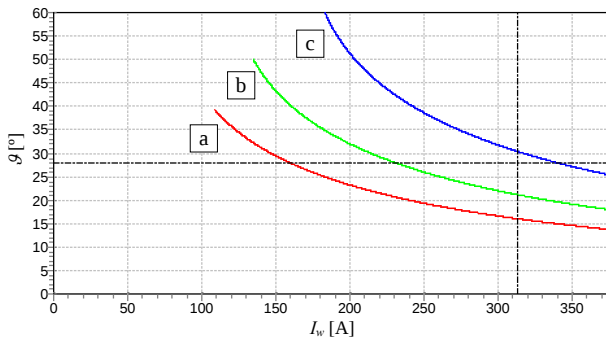


Fig. 6. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $P=0.6P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0.8U_N$, c) $U=0.6U_N$

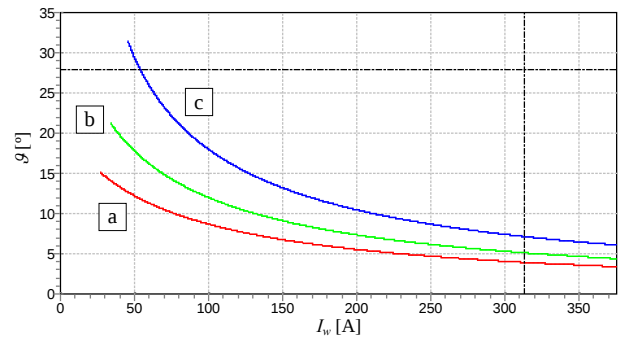


Fig. 7. Dependency of load angle ϑ on excitation current I_w for $P=0.15P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0.8U_N$, c) $U=0.6U_N$

Table 1.

Rated data of GAe-1716t/01 motor

Rated power (mechanical)	P_{mN}	3150 kW
Active power	P_N	3274 kW
Stator voltage	$U_{N(Y)}$	6000 V
Stator current	I_N	350 A
Excitation voltage	U_{wN}	90 V
Excitation current	I_{wN}	313 A
Power factor	$\cos\varphi_N$	0.9
Rotating speed	n_N	375 rpm
Frequency	f_N	50 Hz

If we assume that the drive operates at the load of $0.6P_N$ and the load angle is limited to the rated value, based on static characteristics we can determine the range of the excitation current regulation from $0.51I_{wN}$ (160 A) to I_{wN} (313 A).

4. DYNAMIC STATES DURING VOLTAGE DIP

In order to designate the motor behaviour in dynamic states, a simulation test was carried out with the use of the Matlab-Simulink program.

The simulation model is presented in Fig. 8. In the model an increased moment of inertia is taken into account. This moment corresponds to the drive system of the WPK-5.3 ventilator and amounts to 40,000 kgm².

Figure 9-10 present the results of dynamic states simulation tests at a step change of supply voltage to $0.8U_N$ during synchronous work and for terminal values of the determined range of excitation current regulation.

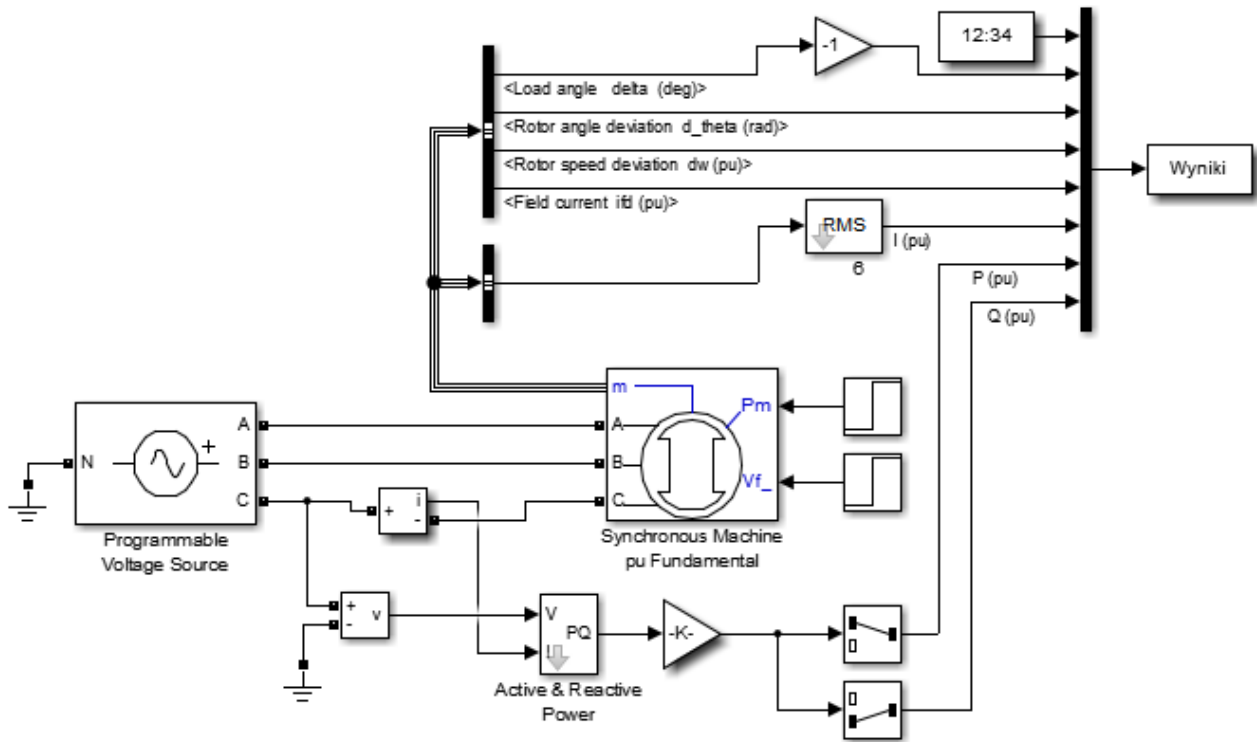
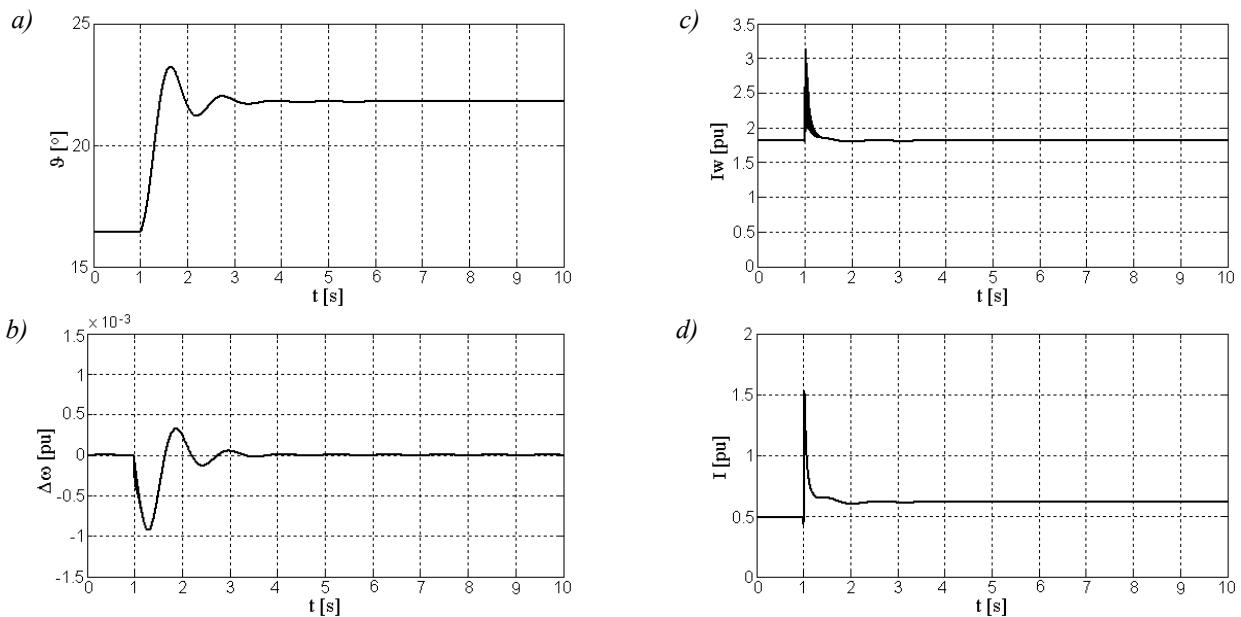


Fig. 8. Matlab-Simulink simulation model

Fig. 9. Voltage change from U_N to $0.8U_N$ in time $t=1$ s for $P=0.6P_N$ $I_w=I_{wN}$: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

When operating conditions change, the power angle is the first to change. An electromagnetic transient state, in turn, occurs only as a consequence of a mechanical transient state [5]. The processes impact each other leading to a transient electromechanical state.

A big moment of inertia stabilizes the rotating speed but impacts negatively the dynamics of chang-

es in the angle between the location of the motor roller and the axis of the rotating field generated by the stator windings as a consequence of the changing load angle. This phenomenon causes over-regulation of the load angle in dynamic states and may lead to falling out of synchronism [1, 6], though the admissible value determined for a static state of new operating conditions is not exceeded.

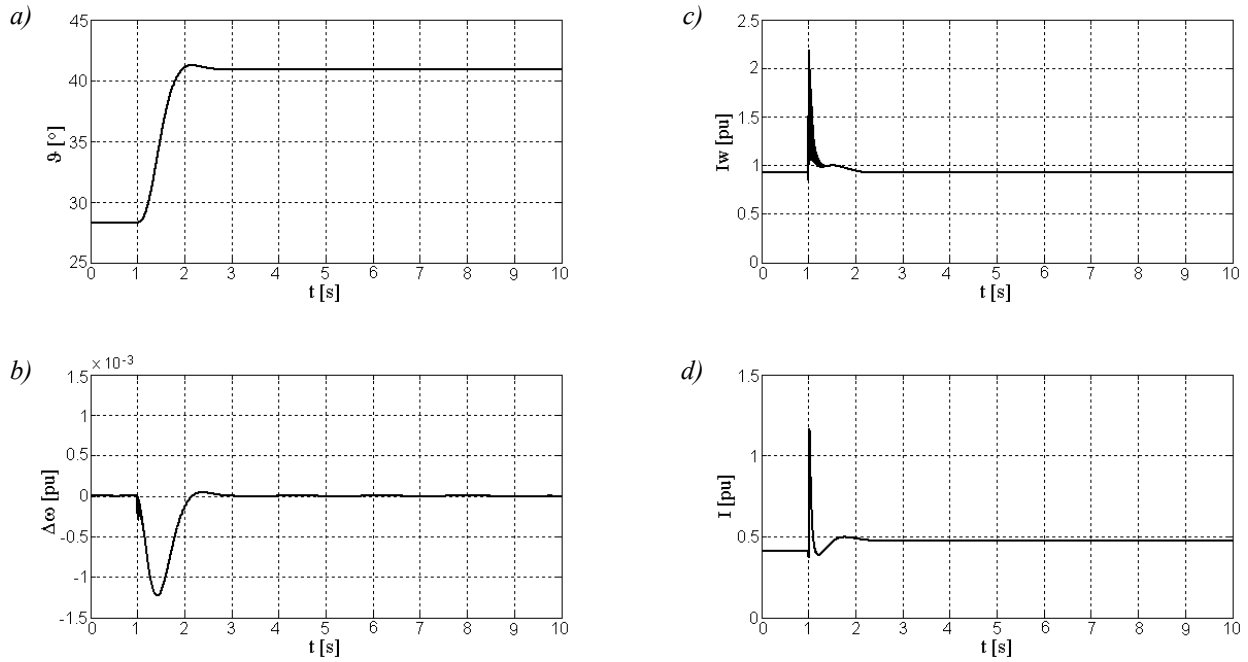


Fig. 10. Voltage change from U_N to $0.8U_N$ in time $t=1$ s for $P=0,6P_N$ $I_w=0,5I_{wN}$: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

Figures 11-12 feature the results of simulation tests of dynamic states at the step change of supply voltage up to $0.6U_N$ during synchronous work, for terminal values of the determined excitation current range. If there is a $0.6U_N$ voltage dip at lowered excitation current, the motor falls out of synchronous work. In

such a case there should be an emergency switch-off of the motor by the security system.

A frequently undertaken operation in this case is automatic forcing of excitation current during the supply voltage dip.

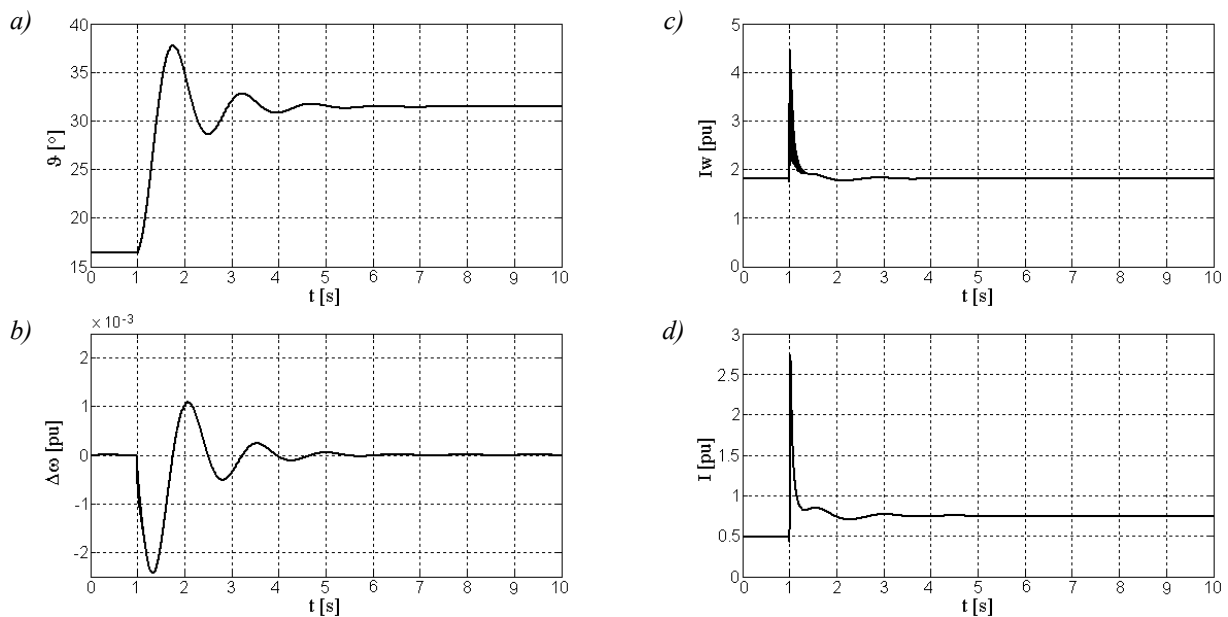


Fig. 11. Voltage change from U_N to $0.6U_N$ in time $t=1$ s for $P=0,6P_N$ $I_w=I_{wN}$: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

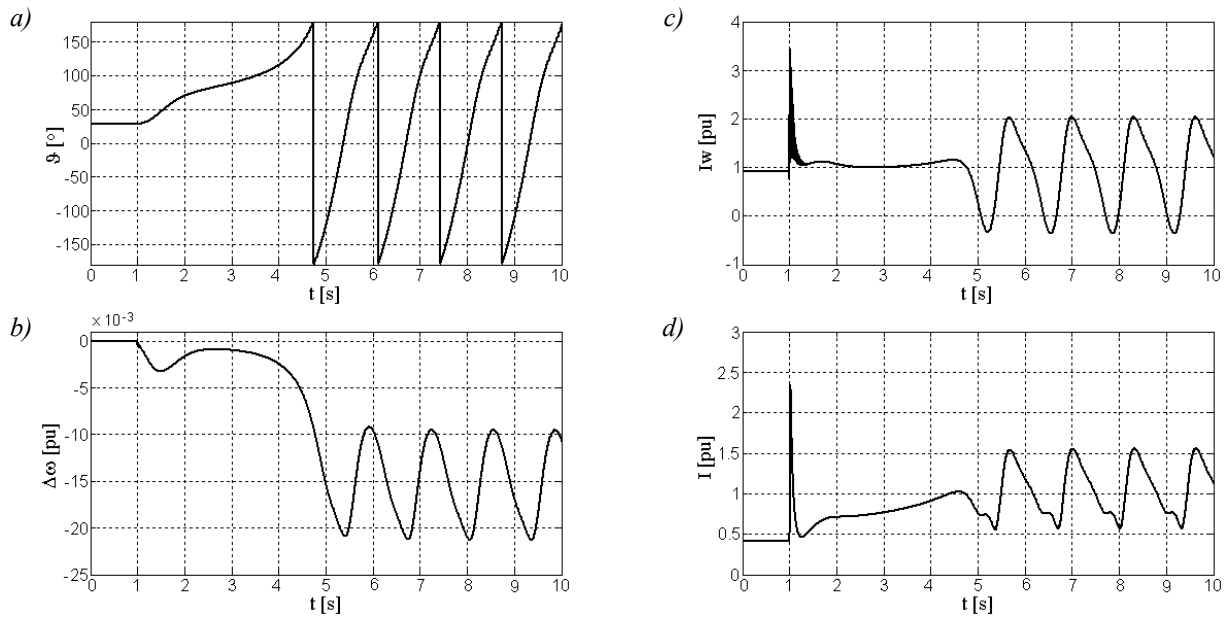


Fig. 12. Voltage change from U_N to $0.6U_N$ in time $t=1$ s for $P=0.6P_N$, $I_w=0.51I_{wN}$: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

Figures 13-14 present the results of simulation tests when the excitation forcing procedure is used for two extreme cases: supply voltage dip down to $0.8U_N$ at excitation current I_{wN} and voltage dip to $0.6U_N$ at excitation current of $0.51I_{wN}$.

For the case from Fig. 13, with the comparison of results from Fig. 9, the excitation current forcing is not necessary and it leads to unwanted increase of the excitation and stator currents. For the case from Fig. 14, with the comparison of results from Fig. 12, the excitation current forcing allowed to keep the motor in the state of synchronous work.

Based on static characteristics it is possible to determine the value of supply voltage for which the excitation current forcing should be done. In the microprocessor supply block for the excitation of synchronous motors [4] this value is set parametrically.

The excitation forcing time usually does not exceed a few seconds. If, at that time, the supply voltage does not return to the acceptable value, the drive system should have an emergency switch-off from the moment the excitation current forcing time is exceeded.

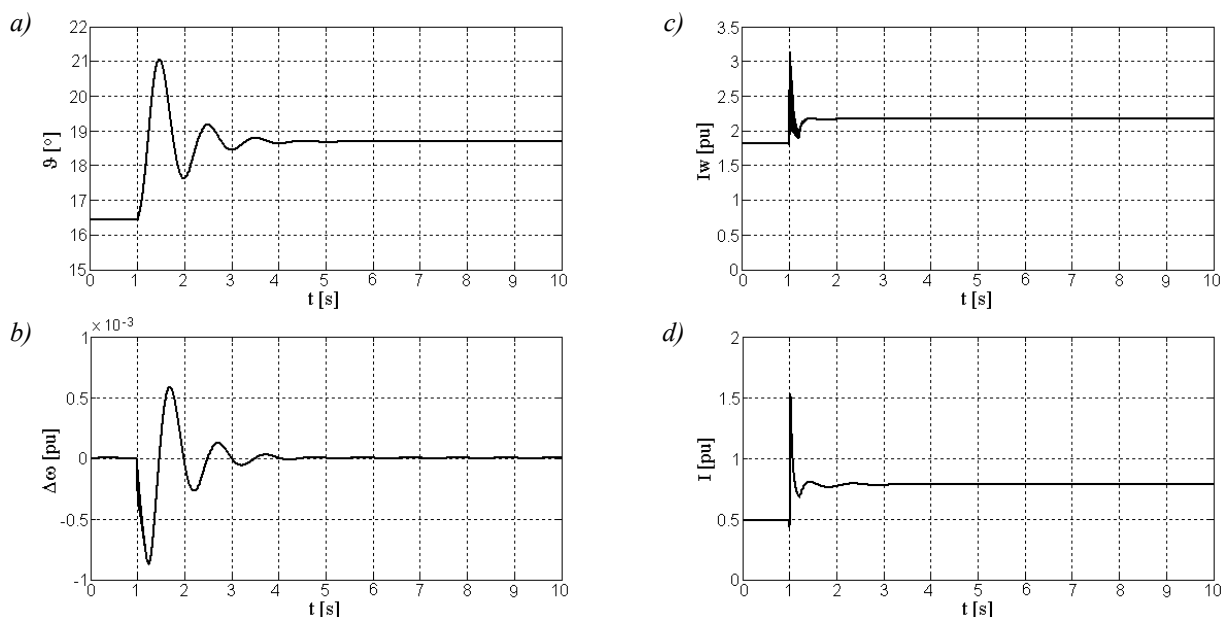


Fig. 13. Voltage change from U_N to $0.8U_N$ in time $t=1$ s for $P=0.6P_N$ and change of excitation current forcing from $I_w=I_{wN}$ to $1.2I_{wN}$ in time 1.2 s: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I [elaborated by the author]

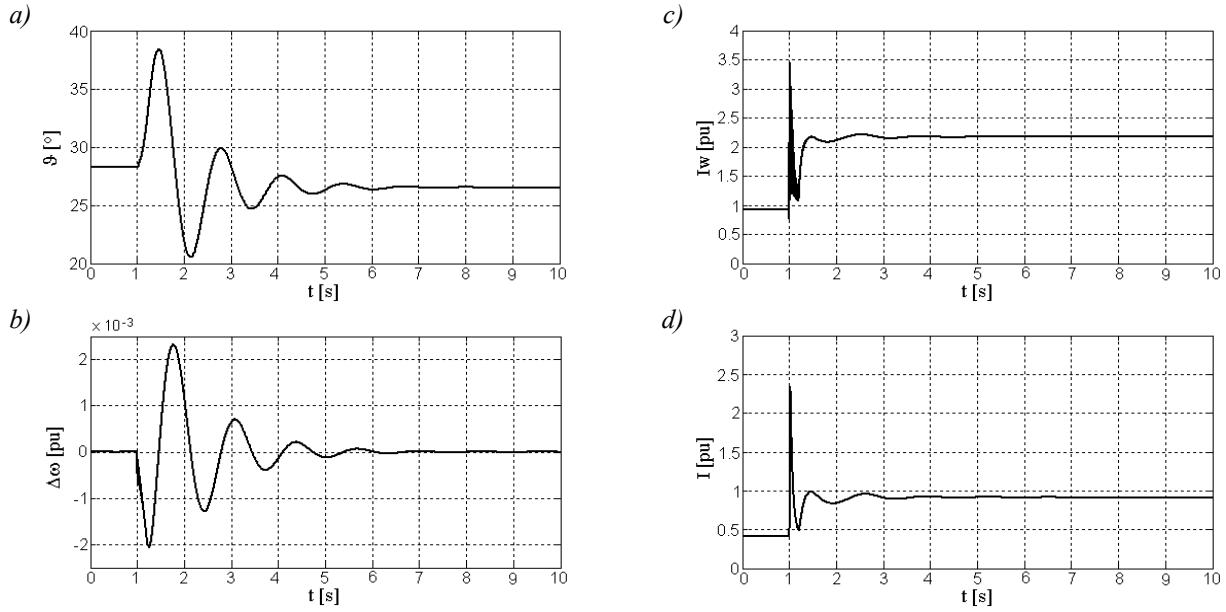


Fig. 14. Voltage change from U_N to $0.6U_N$ in time $t=1$ s for $P=0.6P_N$ and change of excitation current forcing from $I_w=0.51I_{wN}$ to $1.2I_{wN}$ in time $t=1.2$ s: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

Separate tests should be conducted to determine the duration of a voltage dip after which the excitation current forcing should begin. At short voltage dips a considerable moment of inertia can help to keep the motor in the synchronous state and, if the motor falls out of synchronism, can even make it return to synchronous work.

Figures 15-16 present the results of dynamic states simulation tests at a voltage dip to $0.6U_N$ lasting 1 s and 5 s and excitation current of $0.51I_{wN}$ with no forcing procedures.

For the conditions from Fig. 16, there was a short fall-out from synchronous work. In this case the excitation current forcing procedure should be initiated no later

than 2 s (load angle about 90°) from the beginning of a voltage dip.

In practical solutions, excitation current forcing begins immediately after the set level of supply voltage is exceeded. This is due to long time constants of excitation which may last up to 2-3 seconds. They may cause a situation when the change of the excitation current to the value allowing to keep the motor in synchronous work is too late. Often, to increase the dynamics of current changes in the excitation circuit, in the initial stage of the forcing procedure the enforced voltage is higher than the forcing voltage, and when the excitation current value is suitable, the voltage decreases to the value corresponding to the current forcing value.

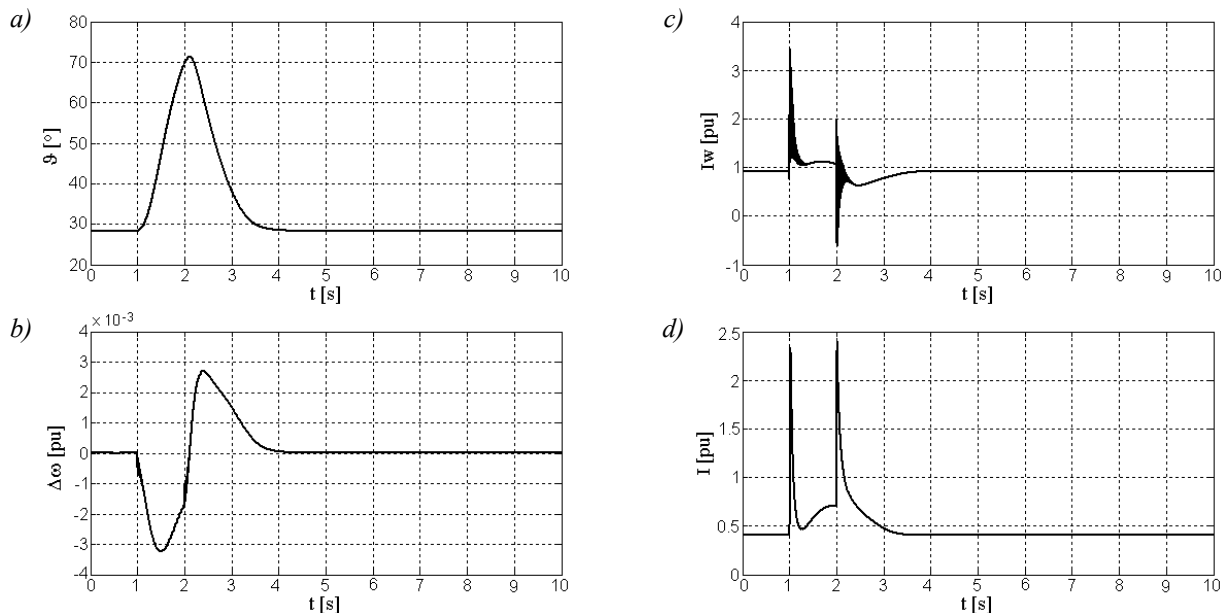


Fig. 15. Voltage change from U_N to $0.6U_N$ in time $t=1$ s and to U_N in time $t=2$ s for $P=0.6P_N$ $I_w=0.51I_{wN}$: a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

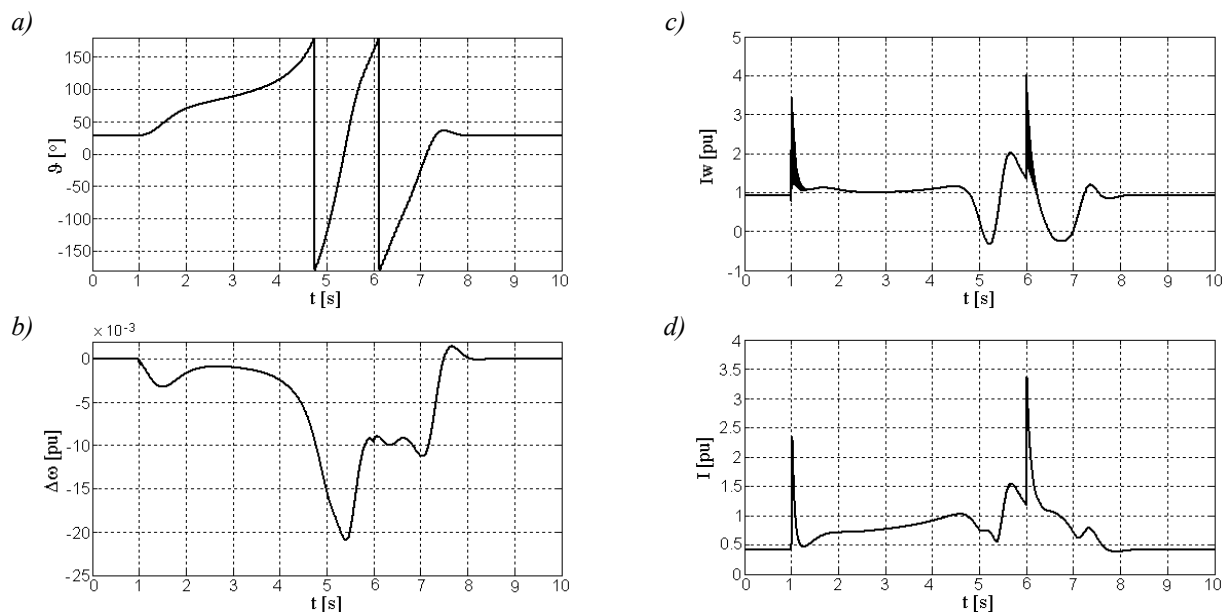


Fig. 16. Voltage change from U_N to $0.6U_N$ in time $t=1$ s and to U_N in time $t=6$ s for $P=0.6P_N$, $I_w=0.51I_{wN}$:
a) load angle ϑ , b) speed deviation $\Delta\omega$, c) excitation current I_w , d) stator current I

If voltage dips are short, the current in the excitation circuit usually does not have enough time to increase to the current forcing value, while the return to the acceptable value breaks the forcing procedure.

5. CONCLUSIONS

The article features the impact of voltage dips on the operation of a synchronous motor in the state of synchronism.

Based on static characteristics and simulation tests it is possible to determine an acceptable range of the excitation current regulation for the purposes of reactive power compensation. As it is possible to have operations with reduced excitation current, it is necessary to determine the voltage level at which the excitation current forcing procedure should be followed in order to keep the motor in the state of synchronous work.

Proper selection of settings for the regulation system allows safe operations of the motor in the state of synchronism, within suitable excitation current and supply voltage values. This way it is possible to use an underloaded synchronous motor as a follow-up reactive power compensator with no worry about possible improper work of the drive.

Numerous industrial experiences of using a microprocessor supply block of a synchronous motor [4] show that the possibility to enforce the excitation current of a properly selected value during a voltage dip will often allow to keep the motor in the state of synchronous work. This would not be possible without automatic and fast current increase in the excitation circuit.

References

1. Aquilar D., Luna A., Rolan A., Vazquez G., Acevedo G.: *Modeling and Simulation of Synchronous Machine and its behaviour against Voltage Sags*. IEEE International Symposium on Industrial Electronics (ISIE 2009) pp.729-733, Seoul Olympic Parktel, Korea 2009
2. Bajorek Z.: *Teoria maszyn elektrycznych (Theory of electrical machines)*, Wydawnictwo Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 1987.
3. Hyla M.: *Automatic compensation of reactive power with a system for monitoring a 6 kV electrical power grid in a mine*. Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering, 2015, No 2(522), pp. 5-10
4. Hyla M.: *Power supply unit for the excitation of a synchronous motor with a reactive power regulator*. Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering, 2015, nr 1(521), pp. 57-61
5. Kaczmarek T., Zawirski K.: *Układy napędowe z silnikiem synchronicznym (Driving systems with synchronous engines)*, Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej, Poznań 2000.
6. Marini P.: *Immunity to voltage dips for synchronous motors*. Paper submitted to the International Conference on Power Systems Transients (IPST2013), Vancouver, Canada 2013.
7. Plamitzer A.: *Maszyny elektryczne (Electrical machines)*. WNT, Warszawa 1986.
8. Decree by the Minister of Economy from 28 June 2002 on occupational health and safety, mining operations and fire protection in underground mines (Journal of Law from 2002, No 139, item 116 9 and from 2006, No 124, item 863)

MARIAN HYLA, PhD Eng.
Silesian University of Technology
Faculty of Electrical Engineering
ul. B. Krzywoustego 2, 44-100 Gliwice
marian.hyla@polsl.pl

Using GPU acceleration in solving selected kinetic coal gasification models

Coal gasification is recognized as one of clean coal technologies. Though it has been known for a relatively long time, its complexity still challenges scientists all over the world. One of the tools used in the research is simulation. The presented work investigates the capabilities of using GPGPU in modeling coal gasification. The selected set of models is used (volumetric, non-reactive core and Johnson's). The models as well as numeric solution methods were implemented as a sequential and parallel code. The execution time for both methods was investigated and the speedup for the parallel code determined. The influence of mathematical function call in the GPU code was also checked. The results show that for all models the parallel code gives significant speedup over the serial counterpart, as long as a reasonably large equation set is used. Therefore, using a dedicated GPU code for coal gasification simulations is highly recommended, whenever big systems of ODE have to be solved.

Keywords: GPGPU, coal gasification modeling, parallel calculations

1. INTRODUCTION

Coal gasification and underground coal gasification are examples of technologies allowing to use coal as an energy source or substrate for the chemical industry with relatively low environmental impact. Though the idea of the technology has been known since the 18th century, the process itself is complicated and much effort is required for its efficient and safe use. Computer simulation is one of research tools used for process investigation. However, the calculations are usually demanding and time consuming [16]. The possibilities given by parallel calculations are believed to help to overcome the mentioned problem.

In the presented work the capabilities of using GPGPU in modeling coal gasification are investigated. Three commonly used models were selected for calculations. They are known as volumetric, non-reactive core and Johnson's models [12]. Each model describes a change of char conversion in time in the form of ODE. They all belong to the group of kinetic models. The most interesting application of the parallel approach is to solve not one equation

but a relatively large set of equations. It is common when a set of different parameters has to be used for calculation or when the simultaneous advance of the process for a few hundred of char particles is necessary. It is also the case when in a slab of char a division into a set of elements is applied. In all mentioned cases, the set of model equations has to be solved. The equations are independent of one another.

The rest of the article is organized as follows: in section 2 general information of GPGPU and its programming is provided, section 3 presents used models and numerical methods, section 4 describes equipment used and test cases, section 5 presents results and discussion. Finally, section 6 summarizes the research and forms conclusions.

2. USING GPU FOR GENERAL PURPOSE CALCULATIONS

Rapid development of semiconductor circuits resulted in incredible growth of their complexity. Moore's law, formed in the 1970s, predicted dou-

bling of the number of transistors on the integrated circuit every two years [13]. The processing power of the equipment followed the same pattern. However, the increase in integration and efficiency came with more and more effort. At the beginning of the 21st century it became obvious that further development at that speed would hardly be possible. The dramatic slowdown was observed after 2004, due to factors which have been summed up with the term “brick wall” [2]. The term wraps up all “walls” arising in front of further increment of the processing power and integration level. Increase in the processing power is nowadays more connected with parallel processing than boosting the speed of a particular component. Modern GPU units are an example of that strategy. They are composed of hundreds of processing units and they are particularly suitable for solving computationally intensive problems which can be represented in a parallel form.

One of most popular environments for using GPU as a general processing unit is offered by NVIDIA. The CUDA toolset allows the users to develop a parallel code using an extension of C/C++. The nvcc compiler is capable of converting the code into the form runnable by graphic streaming multiprocessors [3]. The CUDA architecture can be spotted as a kind of a SIMD machine. The program is processed by units called multiprocessors. Each multiprocessor is capable of running hundreds of threads set up in blocks. There are three levels of memory accessible for each thread. First, a local memory, private for each thread, can be used. Though it is extremely fast, it cannot be exchanged between the threads. On the other hand, the global memory can be accessed by all threads but is relatively slow. Somewhere in between there is a shared memory, which is common for a set of threads operating within the same block. It is slower than the local memory but still much faster than the global one. All kinds of memory have been located at the GPU board.

The procedure of setting up the calculations on GPU using CUDA consists of a few steps. First of all, CUDA distinguishes between codes and data dedicated to CPU and GPU. The first is called ‘host’ and does not require any other treatment than usually in C or C++ programs. The second is called ‘device’ and here support from CUDA extensions and libraries comes in help. To launch the code on the device a special function called ‘kernel’ has to be implemented. The function is marked with `__global__` prefix. The function can be provided with parameters. It is important that all data submitted as parameters, especially pointers to the kernel, should to be located in any of GPU managed memories. Therefore, the

usual call to the kernel function has the following general structure:

1. Allocation of memory on the device;
2. Copying data from the host to the device;
3. Launching the kernel and waiting for results;
4. Copying data (results) from the device to the host;
5. Releasing memory on the device.

In the kernel function itself, there is a bunch of predefined variables available. They can be used, for example, for identification of the thread currently processing the kernel. CUDA gives no warranty of order in which the threads processing kernels are started nor does it provide any default mechanisms for thread synchronization.

General processing on GPU and CUDA has been attracting more and more attention for the last few years. There are many fields of application where accelerated performance can be beneficial. One of them is definitely image processing. Most of used algorithms can be efficiently parallelized. There is some research reported which is focused on a new approach for filtering and improving the performance with the use of ‘scatter-based’ kernels instead of more naturally ‘gather’ ones [15]. Some scientists investigated the improvement of performance after the application of GPU to image processing, which shows that 10 to 20 times faster processing can be expected [4]. Another efficiency results show that after the application of graphic processors to reconstruction algorithms for electron tomography, an increase in performance of 60 to 80 times has been observed [5]. GPU possibilities were also used for 3 body interaction computation (applied in molecular simulations) [18]. There are also many attempts to use GPU acceleration in calculations and high performance computing. Starting from research aimed at the development of dedicated high efficient methods for matrix multiplication [11], through algebraic solvers [10], to solving various problems of different types of flows [7] [8] [14] and finite methods applications [6]. Other applications include optimization [1] or database applications [17].

3. CHAR GASIFICATION MODELS

For calculation efficiency tests three of char gasification models were used. The models form a series from the simplest to the most complex. In the following sections each model is described.

The volumetric model is a representative of the homogenous models. It is assumed that the gasification goes in the whole volume of the char particle.

The process advances until the whole char is used. The mathematical representation of the model is described by the following equation [12]:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k(1-x(t)) \quad (1)$$

The k coefficient is a reaction rate constant. It is usually assumed that k is a function of temperature according to the Arrhenius law.

The non-reactive core model is based on an assumption that a reaction takes place only at the coal/char and gaseous phase interface. A non-reactive core is formed from coal which does not participate in the reaction. The non reacting core becomes smaller as the reactions advance. The model equation can be written as follows [8]:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k \cdot (1-x(t))^{\frac{2}{3}} \quad (2)$$

The most complex equation used for tests is that of Johnson's model. The model extends the non-reactive core model by taking into consideration the resistance caused by a porous medium. The resistance influences the substrates and products transport to and from the particle surface. It is a result of the porous nature of coal and ashes. During the reaction, there is a significant change of the surface available for chemical processes. The Johnson's model equation is defined as follows:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k \cdot (1-x(t))^{\frac{2}{3}} \exp(-ax(t)^2) \quad (3)$$

The k symbol stands for a reaction constant. It is assumed that in Johnson's model it represents the char type and its characteristics. The ax^2 factor describes the influence of the changing surface and transport resistance on the reaction rate. The following figures show typical shapes of char conversion-time dependence as predicted by each model [9].

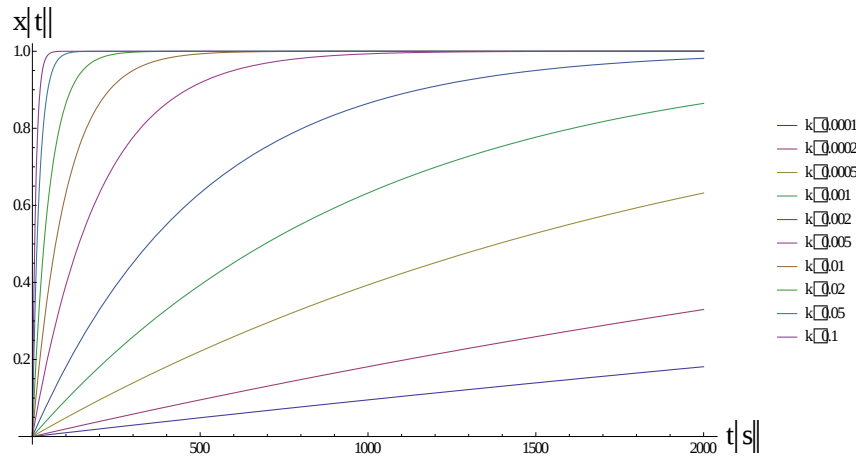


Fig. 1 Volumetric model predictions of char conversion in time

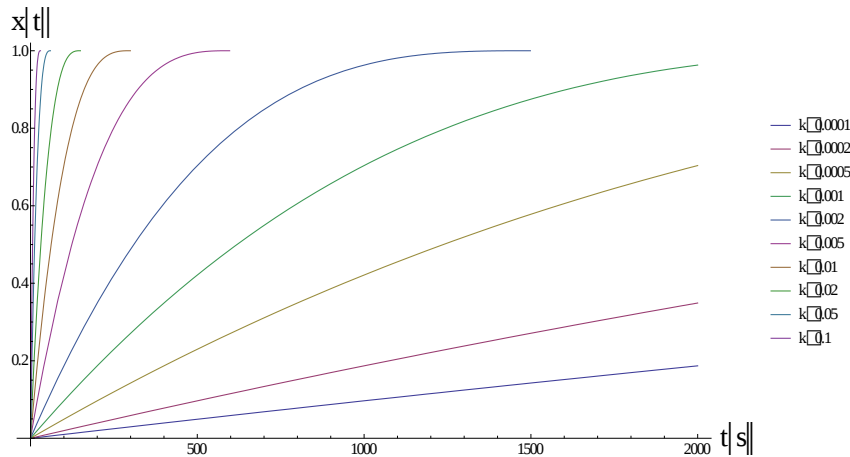


Fig. 2 Non-reactive core model predictions of char conversion in time

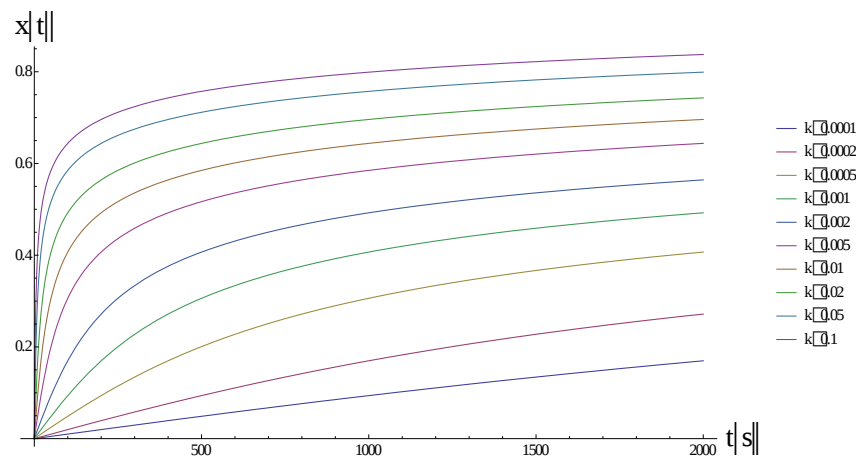


Fig. 3 Johnson's model predictions of char conversion in time

All presented equations were solved with the use of the Euler forward method:

$$x(t_{n+1}) = x(t_n) + hf(x(t_n), t_n) \quad (4)$$

The symbol f represents the right side of ODE, while h is the size of a time step. The Euler method is the simplest differential scheme for ODE solving. It is known of its limited accuracy as well as dependence on the chosen step size h value. However, it is quite sufficient for testing the effectiveness of GPU acceleration. It is worth to mention that the right side of the ODE equations is calculated only once during the computations.

4. TEST CASES

The testing code was implemented with the use of C++ and the Visual Studio integrated development environment. The code was designed as a console application. The procedure responsible for solving the model equations takes a pointer to the function representing the right side of ODE. During the implementation of serial and parallel codes, the focus was to keep both versions as similar as possible. CUDA Toolkit 7.5 was used as a platform for the CUDA code. All calculations were performed by means of single precision real numbers representation.

The calculations were set up in three series with a varying number of steps and equations in a set (equation set size). It was assumed that for each model the calculations were done with system sizes changing from 1 to 1,000 equations. The steps number was changing from 1 to 10,000. The calculations for each

mix of system size and steps number were performed 30 times, and then the average time was recorded as a representative result. The results were collected in text csv files. Time measurements were performed using `std::chrono::high_resolution_clock`. All measurements were recalculated with the precision to milliseconds. The tests were performed on a workstation running Windows 8.1 Pro operating systems. Intel Core i5-3579K CPU running at 3.4 GHz was used for the serial code execution. The parallel CUDA code was executed with the use of an NVIDIA GeForce 660Ti graphic card, which is equipped with 1,344 CUDA cores. All tests were performed with a clean system which ran a testing console application and saved the results to a text file. The gathered data were then transferred to an Excel spreadsheet for further analysis.

5. RESULTS AND DISCUSSION

The selected gathered data are presented in Table 1, Table 2 and Table 3. It can be easily observed that using mathematical functions in calculations had great influence on calculation time. Taking as an example the case for 100 equations and 1,500 steps, the calculation times for the non-reactive core model and Johnson's model are, respectively, more or less two and three times longer than for the volumetric model. It is worth mentioning that the CUDA code takes even a greater amount of computation time for using mathematical functions. For the same case, 100 equations and 1,500 steps, the non-reactive core model takes five times as much time than the volumetric one. However, the difference between the non-reactive core model and Johnson's model is much

smaller, and equals about 10%. It is probable that loading the mathematical functions library to the CUDA device takes a significantly long time. Once loaded, it can be used more effectively for computations.

Another interesting pattern that can be observed is the calculation time dependence on the equation set size and number of steps. As one can expect, for a serial calculation either the increase in equations set size or the number of calculation steps leads to the increase of the calculation time. The dependence is nearly linear, provided that the number of equations and steps are reasonably large (Fig. 4 and Fig. 5). For smaller values, the influence of the system related tasks (e.g. context switching) is probably big enough to hinder the linearity. The situation with the parallel CUDA code is quite different. It shows almost no dependence on the equations set size. Despite 100 or 500 calculated equations, the calculation time does not differ more than 5%. In addition, the mentioned

difference between the calculation times for the non-reactive core model and Johnson's model lies within the 10% boundary. The observed dependence allows to formulate a practical rule for using CUDA for calculations – whenever large sets of equations, calling mathematical functions are concerned, the parallel code is worth considering. It is less sensitive to the number of mathematical functions calls and changes in the equations set size. Having said that, it has to be mentioned that the CUDA calculation overhead can be unacceptable for a small system with low number calculation steps. Though the correctness of the remark can be deducted by analyzing the tables from Table 1 to Table 3, it is clearly depicted in Table 4 to Table 6, where the speedups of the CUDA code are presented (speedup is calculated as the CUDA code execution time to the CPU code execution time). The results are also presented in Fig. 6 and Fig. 7.

Table 1

Measured calculation times in [ms] for the volumetric model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

Equations	Steps (iterations)							
	Serial				CUDA			
	1000	2500	5000	10000	1000	2500	5000	10000
100	5.95	6.02	12.03	24.65	1.75	4.01	7.51	15.01
200	4.84	12.01	24.01	48.10	1.51	3.77	7.53	15.05
300	7.21	18.03	36.00	71.97	1.51	3.77	7.54	15.08
400	9.60	23.98	48.04	96.01	1.51	3.78	7.55	15.09
500	11.99	29.99	59.98	119.92	1.52	3.78	7.56	15.12
1000	24.15	60.35	120.47	241.45	1.53	3.81	7.62	15.24

Table 2

Measured calculation times in [ms] for the non-reactive core model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

Equations	Steps (iterations)							
	Serial				Parallel CUDA			
	1000	2500	5000	10000	1000	2500	5000	10000
100	8.57	14.62	29.14	58.14	11.03	24.41	48.82	97.64
200	11.72	29.35	58.13	116.11	9.77	24.42	48.84	97.68
300	17.53	43.62	87.15	174.07	10.25	25.63	51.27	102.55
400	23.35	58.14	116.09	232.28	10.50	26.26	52.51	105.02
500	29.18	72.91	145.09	289.92	10.60	26.50	52.98	105.96
1000	58.18	145.06	289.94	579.61	10.75	26.86	53.71	107.39

Table 3

Measured calculation times in [ms] for Johnson's model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

Equations	Steps (iterations)							
	Serial				Parallel CUDA			
	1000	2500	5000	10000	1000	2500	5000	10000
100	12.24	22.23	44.28	88.47	12.29	27.69	55.38	110.77
200	17.85	44.33	88.48	176.84	11.08	27.70	55.41	110.82
300	26.80	66.45	132.65	265.10	11.58	28.95	57.90	115.80
400	35.55	88.52	176.85	353.35	11.83	29.56	59.12	118.25
500	44.42	110.62	220.90	441.67	11.91	29.78	59.55	119.10
1000	88.64	221.07	441.78	883.75	12.06	30.15	60.28	120.54

Table 4

Parallel code speedup for the volumetric model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

Equations	Steps (iterations)								
	1000	2000	3000	4000	5000	6000	7000	8000	9000
100	3.40	1.38	1.57	1.61	1.60	1.61	1.61	1.61	1.61
200	3.21	3.19	3.20	3.20	3.19	3.19	3.19	3.23	3.19
300	4.77	4.78	4.78	4.78	4.77	4.78	4.77	4.77	4.78
400	6.35	6.35	6.36	6.36	6.36	6.38	6.37	6.36	6.36
500	7.91	7.93	7.93	7.93	7.93	7.93	7.93	7.94	7.93
1000	15.81	15.83	15.82	15.80	15.80	15.83	15.85	15.86	15.97

Table 5

Parallel code speedup for the non-reactive core model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

[illegible]

Table 6

Parallel code speedup for Johnson's model (cases when the parallel code is quicker than the serial one are marked in bold)

[illegible]

It can be observed that for the volumetric model the CUDA code has an advantage over the serial one when the system size exceeds 30 equations and so does the number of iterations. For smaller calculation tasks it is faster to run it on CPU as a serial code. The maximum speedup recorded for the volumetric model was 15.97 for 1,000 equations with 9,000 iterations.

The speedup for the non-reactive core model is lower than for the volumetric model. It seems justifiable to say that 200 equations are a limit up to which the CUDA code has a reasonable advantage over the serial one. The maximum speedup recorded for the

non-reactive core model was 5.41 for 1,000 equations with 1,000 iterations.

The Johnson's model equations behave similarly to those of the non-reactive core model, still the former offered better speedup when calculated on the CUDA device. The maximum speedup recorded for Johnson's model was 7.35 for 1,000 equations with 1,000 iterations.

It is worth mentioning that speedup values became constant when the number of steps was relatively large. The dependence is true for all tested models (Fig. 7).

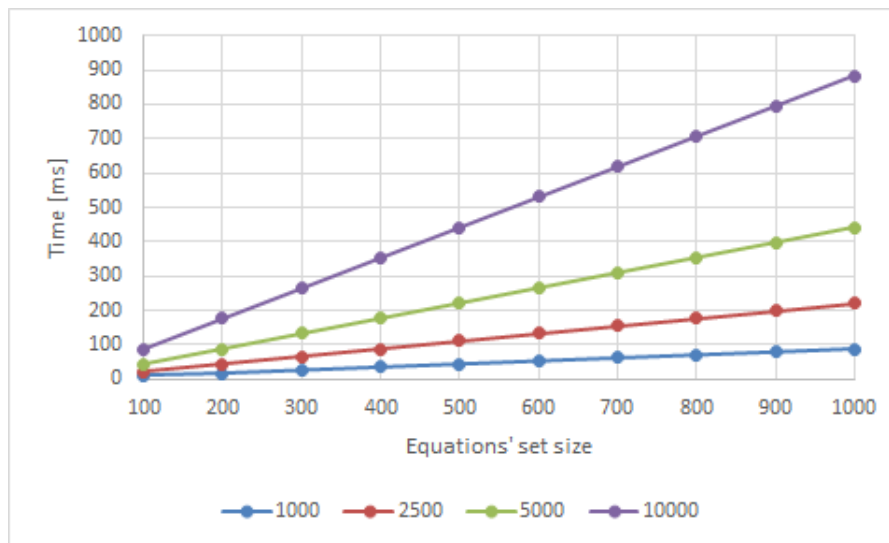


Fig. 4 CUDA code speedup as a function of equations set size

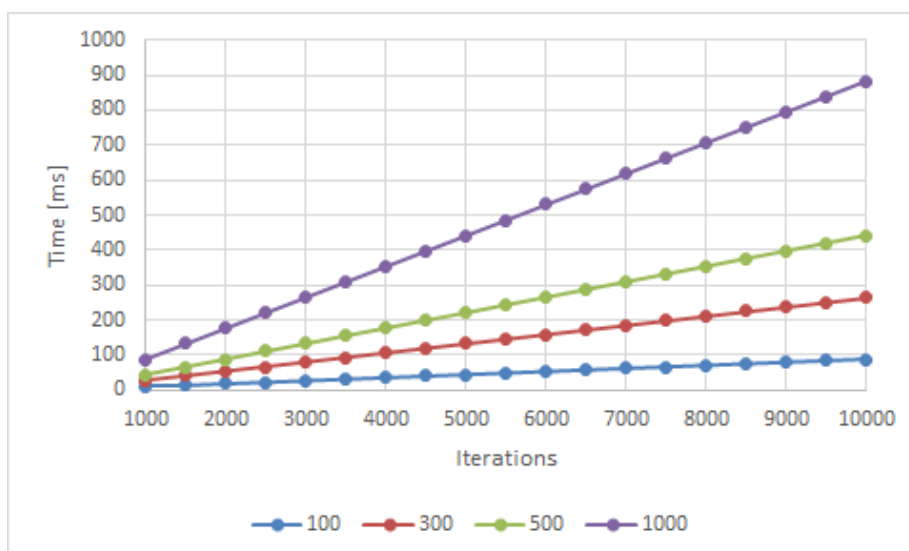


Fig. 5 CUDA code speedup as a function of steps number

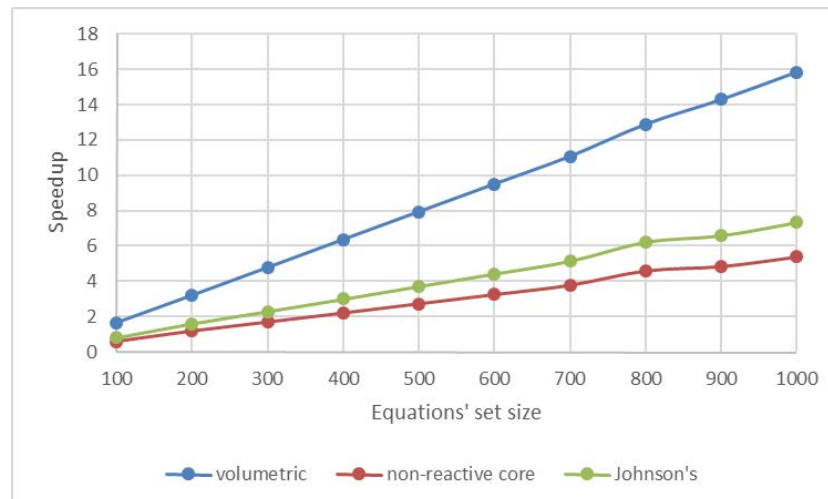


Fig. 6 CUDA code speedup as a function of equations set size

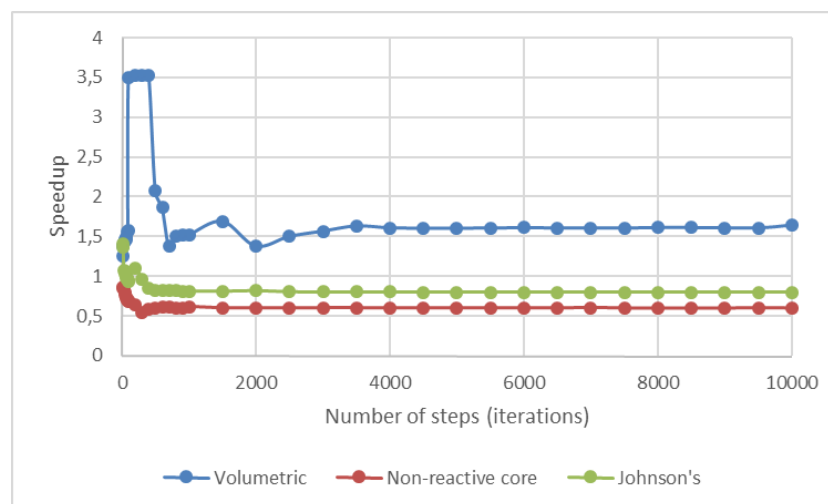


Fig. 7 CUDA code speedup as a function of steps (iterations) number

6. CONCLUSIONS

In the paper the application of serial and parallel implementation for selected char gasification models was presented. The volumetric, non-reactive core and Johnson's models were selected for test cases. The models and numerical solver were implemented as serial and parallel codes. The serial code was run on a CPU unit with the use of a single thread while GPU was used for the parallel code. The results show that the parallel code runs significantly faster than the serial one, as long as there are no mathematical function calls within the code or there is a reasonable large set of equations solved. It was observed that a speedup value became constant for a given number of equations, provided that the number of iterations number was sufficiently large. It was also noticed that the parallel code was less sensitive to mathemat-

ical function calls than to functions representing the right side of ODE models.

Upon that the following conclusions were formulated:

- For a small number of equations it is usually better to use the CPU serial code than the parallel GPU versions. There are a certain number of equations and iterations below which the serial code is more advantageous than the parallel one;
- The parallel CUDA code performs significantly better for simple equations. The performance of CUDA code drops more than serial one when a library mathematics function is called. However, additional calls slows CUDA code much less than serial one;
- There is a limiting speedup value possible for each model and equations set size.

Acknowledgements

The works presented in the paper have been supported by the statutory activity of the Central Mining Institute: Research on hardware system architecture influence on calculations efficiency for coal gasification modeling – No. GIG: 11420255-350.

Bibliography

1. Arca B, Ghisu T, Trunfio GA.: GPU-accelerated multi-objective optimization of fuel treatments for mitigating wildfire hazard. *Journal of Computational Science* 11, 2015 pp. 258-68.
2. Asanovic K., Bodik R., Catanzaro B.C., Gebis J.J., Husbands P., Keutzer K., Patterson D. A., Plishker W. L., Shalf, J., Williams S. W., Yelick K. A.: The landscape of parallel computing research: A view from Berkeley, Tech. Rep. UCB EECS-2006-183. Electrical Engineering and Computer Sciences. University of California Berkeley 2006.
3. Brodtkorb AR, Hagen TR, Saetra ML.: Graphics processing unit (GPU) programming strategies and trends in GPU computing. *Journal of Parallel and Distributed Computing* 73(1), 2013 pp.4-13.
4. Castaño-Díez D, Moser D, Schoenegger A, Pruggnaller S, Frangakis A.S.: Performance evaluation of image processing algorithms on the GPU. *Journal of structural biology* 164(1), 2008 pp.153-60.
5. Díez DC, Mueller H, Frangakis AS.: Implementation and performance evaluation of reconstruction algorithms on graphics processors. *Journal of Structural Biology* 157(1), 2007 pp.288-95.
6. Fialko S.: Parallel direct solver for solving systems of linear equations resulting from finite element method on multi-core desktops and workstations. *Computers & Mathematics with Applications* 70(12), 2015 pp.2968-87.
7. Fu L, Gao Z, Xu K, Xu F.: A multi-block viscous flow solver based on GPU parallel methodology. *Computers & Fluids* 95, 2014 pp.19-39.
8. He X, Wang Z, Liu T.: Solving Two-Dimensional Euler Equations on GPU. *Procedia Engineering* 61, 2013 pp.57-62.
9. Iwaszenko S.: Using Mathematica software for coal gasification simulations–Selected kinetic model application. *Journal of Sustainable Mining* 14(1), 2015 pp.9-21.
10. Liu H, Yang B, Chen Z.: Accelerating algebraic multigrid solvers on NVIDIA GPUs. *Computers & Mathematics with Applications* 70(5), 2015 pp.1162-1181.
11. Matsumoto K, Nakasato N, Sakai T, Yahagi H, Sedukhin SG.: Multi-level optimization of matrix multiplication for GPU-equipped systems. *Procedia Computer Science* 4, 2011 pp.342-351.
12. Molina, A., Mondragón, F.: Reactivity of coal gasification with steam and CO₂. *Fuel* 77(15), 1998 pp.1831–1839. doi:10.1016/S0016-2361(98)00123-9.
13. Moore G.E.: Progress in Integrated Electronics. Technical Digest 1975. International Electron Devices Meeting. IEEE, 1975 pp. 11-13.
14. Oyarzun G, Borrell R, Gorobets A, Lehmkuhl O, Oliva A.: Direct numerical simulation of incompressible flows on unstructured meshes using hybrid CPU/GPU supercomputers. *Procedia Engineering* 61, 2013 pp.87-93.
15. da Silva J, Ansoerge R, Jena R.: Efficient scatter-based kernel superposition on GPU. *Journal of Parallel and Distributed Computing* 84, 2015 pp.15-23.
16. Wachowicz, J., Janoszek, T., Iwaszenko, S.: Model tests of the coal gasification process. *Archives of Mining Sciences* 55, 2010 pp.249–262.
17. Walkowiak S, Wawruch K, Nowotka M, Ligowski L, Rudnicki W.: Exploring utilisation of GPU for database applications. *Procedia Computer Science* 1(1), 2010 pp.505-513.
18. Yaseen A, Ji H, Li Y.: A load-balancing workload distribution scheme for three-body interaction computation on Graphics Processing Units (GPU). *Journal of Parallel and Distributed Computing* 87, 2016 pp.91-101.

SEBASTIAN IWASZENKO, PhD Eng.
Central Mining Institute GIG
siwaszenko@gig.eu

Robotics in mining exemplified by Mobile Inspection Platform

The paper presents the Mobile Inspection Platform (MPI) – the innovative solution in the area of safety in underground coal mining. The robot is equipped with devices and sensors that allow the safe exploration and monitoring of these mine regions, that have environmental conditions which are potentially dangerous for a worker. The paper describes in details also the process and results of tests conducted in the Central Mines Rescue Station (CSRG).

Keywords: *mobile platform, safety, monitoring*

1. INTRODUCTION

The robotics of modern mines is a strategic issue due to the fact that deeper and deeper beds are exploited which are vulnerable to different hazards, particularly climatic hazards (higher temperature and humidity), eruptions and emissions of dangerous gases (methane, hydrogen sulphide), endogenous fires with accompanying emissions of carbon monoxide and dioxide, or eruptions of water and rocks [12]. For these reasons, people should work as far as possible from dangerous zones (extraction areas) and the most beneficial solution would be to apply remote control of the extraction and transport processes. Similarly, in the case of rescue operations, people should be replaced by robots equipped with sensors for measuring concentrations of dangerous gases and for determining climatic conditions. These robots should work as reconnaissance for rescue teams, giving them, in advance, information about the conditions in the excavation and providing better security for people. This necessity is recognized all over the world which is proved by many solutions of mining robots coming from different countries [1, 4, 5, 10]. Please note such robots as Groundhog, Wolvarine V-2 and Gemini-Scout from the USA, Numbat or robots made by Water Corporation from Australia. GMRI and MPI performed in Poland by institutes EMAG and PIAP and Telerescuer performed by

international consortium. The Chinese company Tangshan Kaicheng Electronic makes robots for the hard coal mining industry. In addition, mines rescue stations want to have mining inspection robots as they are often forced to suspend a rescue operation due to extremely hard conditions in the rescue area [11,14] and the risk which is not acceptable for rescue teams.

This article features the achievements related to the project “Research and feasibility study of a model of an M1-category mobile inspection platform with electric drives designed for explosion-hazard zones”. The project consortium is formed by the Institute of Innovative Technologies EMAG and Industrial Research Institute for Automation and Measurements PIAP. The project was financed by the National Centre for Research and Development. The project result is a technology demonstrator called Mobile Inspection Platform (MPI).

The most important functionality of MPI is its ability to measure concentrations and parameters of the mine atmosphere permanently or at the operator’s demand. Then the measurement results are sent to a measurement-control panel where they are archived together with video recording from cameras that work in visible and infrared bands. MPI is exploited in explosive zones and zones with group-I explosion hazards. Therefore, from the very beginning, the robot was designed to comply with the requirements of the 94/9/EC (ATEX) directive, 2006/42/EC (MD)

machinery directive and 2004/108/EC (EMC) directive. The robot was also designed to overcome different obstacles, such as debris, water, mud, or tracks of floor mining railways.

2. MOBILE INSPECTION PLATFORM MPI

Mobile Inspection Platform (MPI) is a technology demonstrator developed by the EMAG-PIAP consortium. The division of work between the two institutes was based on their competence ranges. The PIAP Institute worked out mechanical assemblies of the platform (flame-proof enclosures working as platform enclosures, pressurized enclosure of the TV tower, unwinder of the optical fibre, pipe rack, enclosure for intrinsically safe electronic elements) and

selected suitable wheels (rims and tyres), drive blocks made of brushless DC motors, angle helical gear units, and brakes (Fig. 1). The EMAG Institute developed electronic and programmable electronic subassemblies (measurement systems, visual systems, transmission systems, communication controllers, motor controllers, electrical batteries, and casings for particular subassemblies and, where necessary, software for measurement, control, communication, and archiving). Detailed technical solutions are included in unpublished documentation from particular project stages prepared by the institutes. Functional assumptions and concepts of the MPI technical solutions were described in [13]. Further in the article, the authors presented the project results and pointed at standards whose requirements the presented platform complies with.

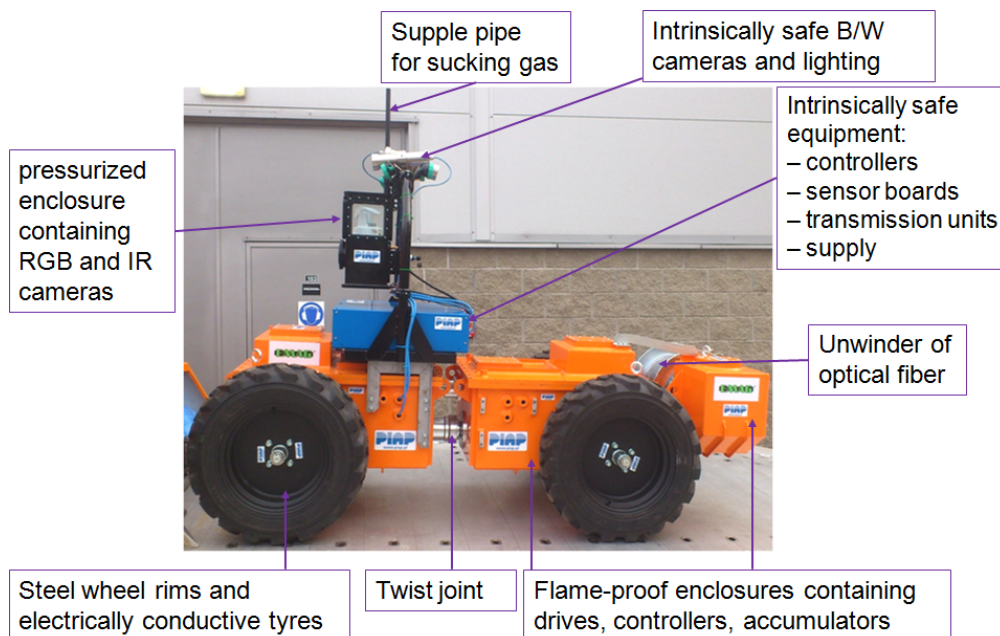


Fig. 1. Mobile Inspection Platform MPI

MPI is characterised by the following parameters: weight about 1100 kg, maximal velocity 0.7 m/s, distance range 1000 m in the depth of excavation, dimensions: length 240 cm, width 115 cm, height 180 cm, supply 42 VDC. It is not possible to move the robot through 80 cm diameter hole in dams.

3. DRIVE AND FLAME-PROOF ENCLOSURES OF MPI

MPI has four wheels with tyres, each driven by an independent drive block. The PIAP Institute selected

steel rims and tyres which conduct electricity in order to prevent the effects of electrostatic discharges. The drive block is composed of a brushless DC motor, angle helical gear unit, brake, and motor controller. Each drive has its own lithium-polymer battery. The motor is made with the use of the increased explosion-proof safety technology “e” in compliance with EN 60079-7, while the gear unit and the brake are protected by liquid immersion in compliance with EN 60079-6. Electronic printed circuit boards of motor controllers and batteries are encapsulated according to EN 60079-18, while the connections of the motor controllers and the batteries cells comply with the requirements of the increased safety “e”. The drives

were placed in flame-proof enclosures “d” in compliance with EN 60079-1. Such solutions are ensured by double explosion-proof safety which, in the light of the EN 50303 standard, enables to achieve the M1 category, meaning that the platform can work permanently in the presence of group-I explosive gases and/or coal dust.

An emergency stop of the machine is performed by two emergency switches, one placed on the front and the other on the rear cart of MPI. The switches, together with relays and contractors, are responsible for the emergency stop safety function with the Performance Level PLc [2] according to EN ISO 13849. Theoretical calculations of electromechanic drives are presented in [3].

4. METROLOGICAL SYSTEM OF MPI

Mobile Inspection Platform is equipped with two identical modules of gas meters. Infrared sensors were used to measure concentrations of carbon dioxide and methane in a low and high range, while electrochemical sensors for measuring concentrations of oxygene and carbon monoxide. Methane is measured in the range of 0...100%, carbon dioxide 0...5%, carbon monoxide 0...1%, oxygene 0...25%, temperature -40...+120°C, and relative humidity 0...100%. Due to the fact that the humidity in an isolated zone is usually very high (close to 100%), a drier system was developed which dries the gas mixture before it is introduced to the sensors. Then the mixture goes to the measurement chamber which has gas concentration sensors and diagnostic sensors monitoring proper work of the system. The internal temperature sensor enables to compensate the impact of temperature and informs whether the temperature threshold of gas measurement sensors was exceeded. The humidity sensor, in turn, gives information about the quality of the drying process in the drier. The flow sensor informs whether the pump sucks the air efficiently. The external temperature and humidity sensors, placed outside the measurement chamber, provide data about climatic conditions in the excavation surrounding MPI.

In order to increase the safety of rescue teams, a redundant solution of gas meters was applied in MPI. It is difficult to rely on the readings of a single meter, only. Here it is important to note the measurements of the poisonous carbon monoxide and explosive methane. In the MPI measurement system the two-out-of-two voting (according to EN 61508) was used. The measurement results in both channels have to comply with each other in the range of the

adopted tolerance, so that the measurement could be recognized as plausible. Therefore, before the decision is made to send the rescue team to a dangerous zone, the measurement results in both channels have to show permissible values of dangerous gases concentrations. If one channel shows a safe value and the other an unsafe one, MPI has to be withdrawn and both modules of the sensors have to be calibrated.

5. VISUAL SYSTEM OF MPI

The visual system of MPI is composed of four cameras and lighting. Two monochrome cameras (black and white), produced by EMAG, are intrinsically safe and comply with the “ia” category from EN 60079-11. These cameras do not have drives. One of them is directed towards the front, the other towards the rear part of the robot. A colour high-resolution camera is placed in a pressurized “px” enclosure according to EN 60079-2. Thanks to its drive, this camera can be moved in the vertical and horizontal planes. Below the colour camera, there is a thermal camera with no drive. The TV tower is equipped with windows made of soda-lime glass (for the colour camera) and germanium glass (for the thermal camera).

Inside the TV tower, the pressure is higher in order to prevent the external gas mixture from getting inside. There is an intrinsically safe device in the enclosure. The device monitors the difference between the inside and outside pressure. If the enclosure gets unsealed, the power provided to the cameras will be cut off. The safety device has the SIL2 Safety Integrity Level in compliance with EN 50495 and a “px” explosion-proof structure, which both enable to achieve the M1 category for this assembly of the robot.

There are four lamps on the pipe frame – two are directed towards the front and two towards the rear part of the vehicle. The lamps are switched off remotely by the operator. Casings from typical mining lamps were used but they were equipped with stronger LEDs and supplied from intrinsic safe batteries.

6. TRANSMISSION SYSTEM OF MPI

The operator sends control commands from the measurement and control panel (computer with higher immunity to environmental factors – IP54, resistant to shocks and vibrations) equipped with an advanced joystick. There are two options of remote

communication with MPI: Wi-Fi and optical fibre [9]. When MPI is moving towards the rescue operation place, Wi-Fi communication is used. When the robot is in the examined excavation, a non-inflammable optical fibre is employed. The optical fibre is unwound from the unwinder.

The control commands are received by the robot in the TCP computer and then distributed to particular microprocessor controllers. The commands responsible for the movements of the robot are sent from the TCP computer, through the Main Processor to the Superordinate Motor Controller, and then to particular controllers of brushless DC motors. The commands to trigger the measurements are sent from TCP, through the Main Processor to two sensors modules. The Main Processor is also responsible for switching on lamps and serves as a communication node for data streams from monochrome cameras. Data streams from the colour camera and the thermal one are sent directly through TCP and the optical

fibre to the operator's panel. The listed transmission systems had been developed according to the intrinsically safe "ia" technique and were placed in a blue IP54 enclosure fixed to the front flame-proof enclosure of the robot. Apart from that, in the enclosure there are four intrinsically safe batteries to supply power to separated electrical circuits.

7. FUNCTIONAL AND TRACTION TESTS OF MPI BY CSRG S.A.

Functional tests of the platform were conducted by the Central Mines Rescue Station (CSRG). The tests were performed in training excavations on the CSRG premises. Figure 2 shows the robot entering a training excavation. Figure 3 features the view of the control and measurement software of the operator's panel.



Fig. 2. MPI before entering a training excavation of CSRG [7]

Please find below the English version of the CSRG's report, section 5: Final assessment of the test results [7]:

The functional tests of the Mobile Inspection Platform (MPI) model allow to state the following:

1. the assumed properties and qualities of MPI make it possible that, in the identified situations, the rescuers can be replaced by MPI during the inspection of underground excavations and during measurements of environmental parameters, particularly in explosive or unbreathable atmospheres.
2. the mobile part of the model meets the assumed properties and characteristics (...). The video captured by the cameras in the conditions of no stable lighting in the excavation was of good quality. This

allows efficient control of MPI in the necessity to observe the itinerary by the remote operator.

3. the work of the operator's station (panel and power supply) was correct. Wireless communication (along a section of about 25 m) in the software application of the device worked unfailingly. The platform control in the device prototype, administered by the operator by means of a joystick, allowed to control the directions of the platform and the colour camera in an efficient way. According to the assumed assessment level of functional tests, the same can be said about the work of the measuring application (the tests did not cover metrological assessment).



Fig. 3. View of control and measurement software of MPI [7]

Traction tests were conducted by CSRG's rescuers in the underground of the Królowska Luiza Mine. It was estimated that the robot covered a distance of about 250 m there, passing through a ramp with the inclination of about 30°, a relatively loose ground of corridors (loose stones where the wheels of the vehicle surged sometimes), railway tracks, rail points, and obstacles that are typical of the mine infrastructure (necessity to go round the mine equipment and devices, stored materials, carriages on tracks, powered roof supports, etc. – Fig. 4). During the tests the team tested also the work of sensor sets and cameras. The functionality of the mentioned assemblies was satisfactory. The traction tests were completed successfully.



Fig. 4. MPI copes with obstacles in the mine infrastructure [14]

8. CONCLUSIONS

The number of mining robots solutions has been increasing year after year. This situation proves that there is quite a big market niche for such products. A Chinese company Tangshan Kaicheng Electronic estimates its production capabilities at 1,800 mining robots annually [10]. The market for mining robots is sure to be an absorptive one due to the fact that the rescue operations headquarters do not want to risk the lives of rescuers during operations in explosion-hazard and explosive zones. Police and military sappers have been equipped with adequate robots for explosives deactivation for years. Therefore, it is not

an exaggeration to say, that similar solutions will be at disposal of mining rescuers in the next few years.

However, contrary to the sappers' robots, the mining robots, apart from functional requirements, have to comply with the requirements imposed by legal regulations, such as European directives, including the most important ATEX, EMC and MD directives. Each solution has to prove its compliance with the above directives. Recognized techniques to make explosion-proof solutions, such as flame-proof enclosures, pressurized enclosures and encapsulation, make the devices heavier and bigger. This, in turn, leads to worse functionality of the vehicle. Therefore it is important to use an optimal design method in order to fulfil necessary explosion-proof require-

ments on one hand and to keep the functionality of the robot on the other hand.

From the very beginning, Mobile Inspection Platform was developed based on the requirements of standards harmonized with proper directives. This procedure enabled to optimize the development of assemblies. However, as particular assemblies were manufactured by two institutes (EMAG and PIAP) which complemented each other in the project, some solutions were made a priori, i.e. those concerning the weight and shape of the robot assemblies. So there is a space to optimize the robot size, weight, parameters, and assemblies location.

References

1. Green J.: *Mine rescue robots requirements*. Outcomes from an industry workshop, Robotics and Mechatronics Conference, 2013, pp. 111–116.
2. Kasprzyczak L.: *Algorithm of Safety Level determination exemplified by the function of emergency stopping of the mobile inspection robot*, Napędy i Sterowanie 3, 2016, pp.82-87.
3. Kasprzyczak L., Dzikowski A., Nowak D.: *Determining electro-mechanic parameters of the main driver of Mobile Inspection Platform*, Mechanizacja i Automatyizacja Górnictwa 7(509), 2013, pp.30-36.
4. Kasprzyczak L., Nowak D., Gołabek A.: *Survey of mining inspection robots*, Mechanizacja i Automatyizacja Górnictwa 9(511), 2013, pp.31-36.
5. Kasprzyczak L., Trenczek S., Cader M.: *Robot for monitoring hazardous environments as a mechatronic product*, Journal of Automation, Mobile Robotics & Intelligent Systems 6(4), 2012, pp. 57-64.
6. Moczułski W., Cyran K., Novak P., Rodriguez A.: *Telerescuer – an innovative system for inspecting coal mine roadways affected by catastrophes*, Inżynieria górnicza 4, 2015, pp.50-53.
7. Report from functional tests of Mobile Inspection Platform, Central Mines Rescue Station, Equipment Testing and Expertise Laboratory, Bytom, December 2014, p. 8 (not published)
8. Report from traction tests of Mobile Inspection Platform, Central Mines Rescue Station, Equipment Testing and Expertise Laboratory, Bytom, June 2015, p. 8 (not published)
9. Szpak T., Szwejkowski P., Nowak D., Kasprzyczak L.: *Transmission systems of Mobile Inspection Platform*. EMTECH Conference 2014, pp.192-202
10. Tangshan Kaicheng Electronic to produce coal mine rescue robots, 2010-11-03, <http://www.whatsonxiamen.com/tech475.html> (accessed on 18.04.2016)
11. Timofiejczuk A., Adamczyk M., Bagiński M., Golicz P.: *Requirements for robots participating in rescue operations in underground coal mines*, 2nd International Conference “Mechanizacja Automatyizacja i Robotyzacja w Górnictwie”, 2015, p.43
12. Trenczek S.: *Levels of possible self-heating of coal against current research*, Archives of Mining Sciences 53(2), 2008, pp. 293-317.
13. Trenczek S., Kasprzyczak L., Nowak D., Szwejkowski P.: *Functional assumptions and concepts of technical solutions of Mobile Inspection Platform*, EMTECH Conference, 2013, pp.193-202.
14. WA robot called in to help NZ mine rescue, 23.11.2010 <http://www.watoday.com.au/wa-news/wa-robot-called-in-to-help-nz-mine-rescue-20101123-184vo.html> (accessed on 18.04.2016)

LESZEK KASPRZYCZAK, PAWEŁ SZWEJKOWSKI
Institute of Innovative Technologies EMAG
l.kasprzyczak@ibemag.pl; p.szwejkowski@ibemag.pl

MACIEJ CADER
Industrial Research Institute for Automation
and Measurements
mcader@piap.pl

Acknowledgements

The project financed by the National Centre for Research and Development within the Applied Research Programme, carried out by the scientific consortium: Institute of Innovative Technologies EMAG and Industrial Research Institute for Automation and Measurements PIAP. Grant No: PBS1/A2/12/2012; Duration: 1 Sep 2012 – 31 Aug 2015

Investigation of correlation between physical properties and microstructure geometrical parameters of Cr-Cu composite material used for vacuum arcing contacts

A new microstructure quality index is proposed, suitable for Cr-Cu system metal-matrix materials used for arc-suppressing electrical contacts of vacuum switches for high voltages (10-36 kV) and high currents (20-100 kA). Based on the example of some physical properties of the Cr-50Cu composite and its microstructure geometrical parameters it was shown that there is strong correlation between the strengthening phase distribution character, electrical conductivity and mechanical characteristics obtained under the strain test. It was ascertained that the proposed index of accordance of structure to the regular one, rationed to the size of strengthening phase particles and fractal dimension of material microstructure, were strongly related to yield strength and electric conductivity (correlation coefficient reaches 0.98 ... 0.99).

Keywords: *Cr-Cu composite material, physical properties, microstructure, fractal dimension*

1. INTRODUCTION

Materials for vacuum arcing contacts working at medium and high voltages (10 - 36 kV) and high currents (20 - 100 kA) have to meet some requirements concerning mechanical strength, electrical conductivity, ability for heat diffusion, resistance to cathode spots fusion and stationary electric arc setting while arc blowout [1]. The materials which meet these requirements are, mainly, metal-matrix composite materials having electrical conductive copper matrix and hard refracting metals, such as chromium, tungsten or molybdenum as a strengthening component. It is clear that these materials must have definite composition and microstructure that depend on the technology of obtaining them. However, there are no analytical methods of microstructure optimization, let alone its connection with a definite technology. So a necessary microstructure can be found only experimentally by means of laborious development and environmental testing of vacuum chambers.

While testing one of such materials of Cr50% mass-Cu composition it was found that a material obtained by means of hot stamping has advantages, in terms of

both mechanical and electrical properties, over materials obtained by means of a traditional method of preliminary pressing and final sintering in the presence of a liquid phase (liquid-phase sintering) [2]. Quantitative metallography of these materials microstructures does not give conclusive proof of such advantages. A smaller size of strengthening phase particles could provide larger mechanical strength but could not explain better electrical conductivity. Furthermore, materials obtained by means of hot stamping and having the same strengthening phase particles size (13 - 14 micrometer) had noticeable differences in physical properties depending on preliminary compaction methods. The distribution of the said size particles in all tested materials was close to a logarithmically normal one and the distribution of their forms estimated by means of Saltykov's form factor [3] showed prevalence of polyhedral and spherical particles in microstructures.

So the question arises as to more detailed estimation of microstructure quality than quantitative metallography can give.

One can assume that the physical properties of metal-matrix composites depend not only on strengthening the particles distribution but also on their ability

to form a regular framework that provides both higher mechanical strength and an assured and stable way for the electrical current to flow through the conductive matrix, i.e. higher and more stable specific electrical conductivity.

2. RESULTS AND DISCUSSION

To estimate the degree of approaching of a real microstructure to the regular one, an index is proposed based on geometrical characteristics obtained by

means of quantitative metallography. To approximate the real microstructure to an idealized a following regular one is used: it contains spherical particles with diameter $2r$ equal to an average Feret diameter of strengthening particles and the center-to-center distance equal to the minimum one of the real microstructure (Fig. 1). The picture of the microstructure is conventionally covered with a grid having the cell size z equal to the center-to-center distance of the idealized microstructure a . If only one pixel of the strengthening phase particle image is positioned inside the grid cell, the latter is painted over, otherwise it remains unpainted.

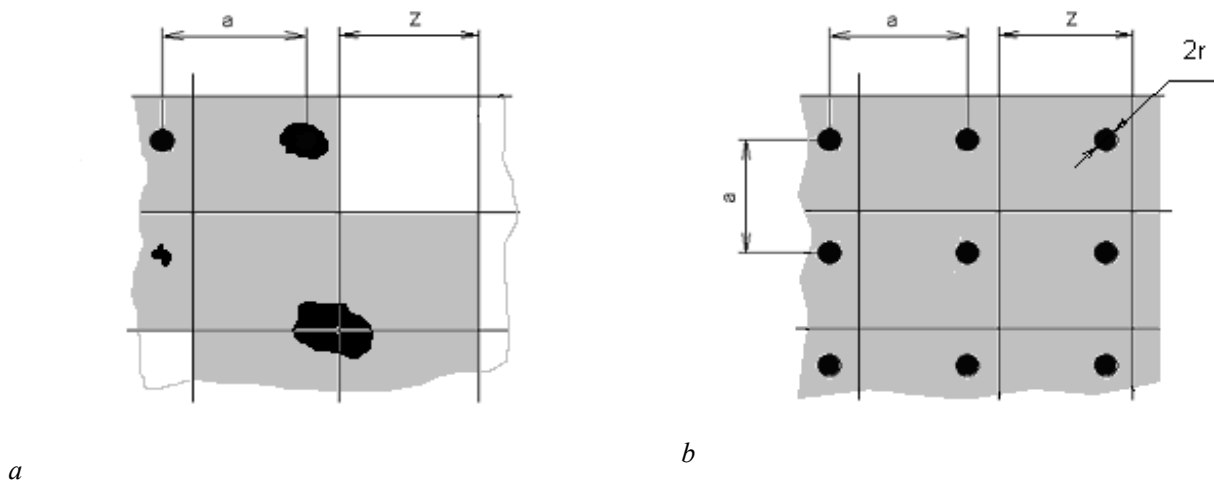


Fig. 1. Index of real microstructure (a) approaching to idealized regular one (b) calculation

The quantitative value of the index is calculated as the number of painted grid cells divided by the total number of cells, i.e.

$$K_r = N_p / (N_p + N_u) \quad (1)$$

where

N_p – number of painted cells,

N_u – number of unpainted cells.

This calculation method is similar to box counting while Minkovsky's dimension calculation [4], but neither grid densening nor ratio limit calculation are performed. So the calculation of (1) is simple and fast. In a physical sense, the index of real microstructure approaching the regular one (or, in short, regularity index) is a relative frequency (probability in the limit) of a strengthening phase particle hitting the area where an idealized regular microstructure particle should be situated [5]. It is clear that covering the idealized regular microstructure with a grid having the mentioned cell size leads to at least one particle hitting each cell, i.e. regularity index is equal to 1. The closer is the regularity index to be 1, the closer is

the microstructure to be regular. It is possible to consider other templates of the regular structure but the result of the index calculation is found out to be close or equal to 1.

The proposed index does not take into consideration the real structure particles size so it is desirable to normalize it, e.g., as follows

$$K_n = K_r Z / (2r) \quad (2)$$

Such a normalized index ought to be more sensitive to the physical properties of the investigated material. The inverse normalizing ratio also can be used but a model built in this way is characterized by the less wide area of usability. To verify the degree of correlation between the proposed indices, fractal dimension and physical properties of the material, the correlation coefficient is calculated according to the known relation:

$$R = COV(X, Y) / (\sigma_x \sigma_y) \quad (3)$$

where

X – is an array of physical values,

Y – is an array of proposed index values.

So the purpose of this paper is to verify the degree of the real structure approaching the idealized regular one due the physical properties critical for materials of electrical arcing contacts.

We took two groups of materials having Cr50% mass-Cu composition, one obtained by means of traditional powder pressing and sintering in the presence of the liquid phase (so called liquid-phase sintering) [2], the other obtained by means of hot stamping. The materials samples were obtained as follows: chromium powder made by reduction and electrolytic copper powder were mixed in the attritor and then pressed under 300 – 400 MPa and sintered under the temperature of 1150-1200°C in a hydrogen atmosphere. Then the second group of materials samples was additionally compacted by means of hot stamping under the temperature of 850°C until the

samples reached relative density of 0.97-0.99 with respect to the theoretical density, followed by annealing under the temperature of 650°C in an argon atmosphere to eliminate mechanical stresses. Each group of materials was subdivided in three batches: the first one depending on the strengthening phase particles size and the second one depending on porosity. The samples of the third batch in the second group were additionally compacted under the pressure of 500-700 MPa and under room temperature. Each batch contained up to 15 samples. Then thin sections on each sample were photographed by means of a digital camera and microstructure images were processed by means of the AMIS software [6] (see Fig. 2) to obtain quantitative metallography data and to calculate both the proposed indices and fractal dimensions for each microstructure.

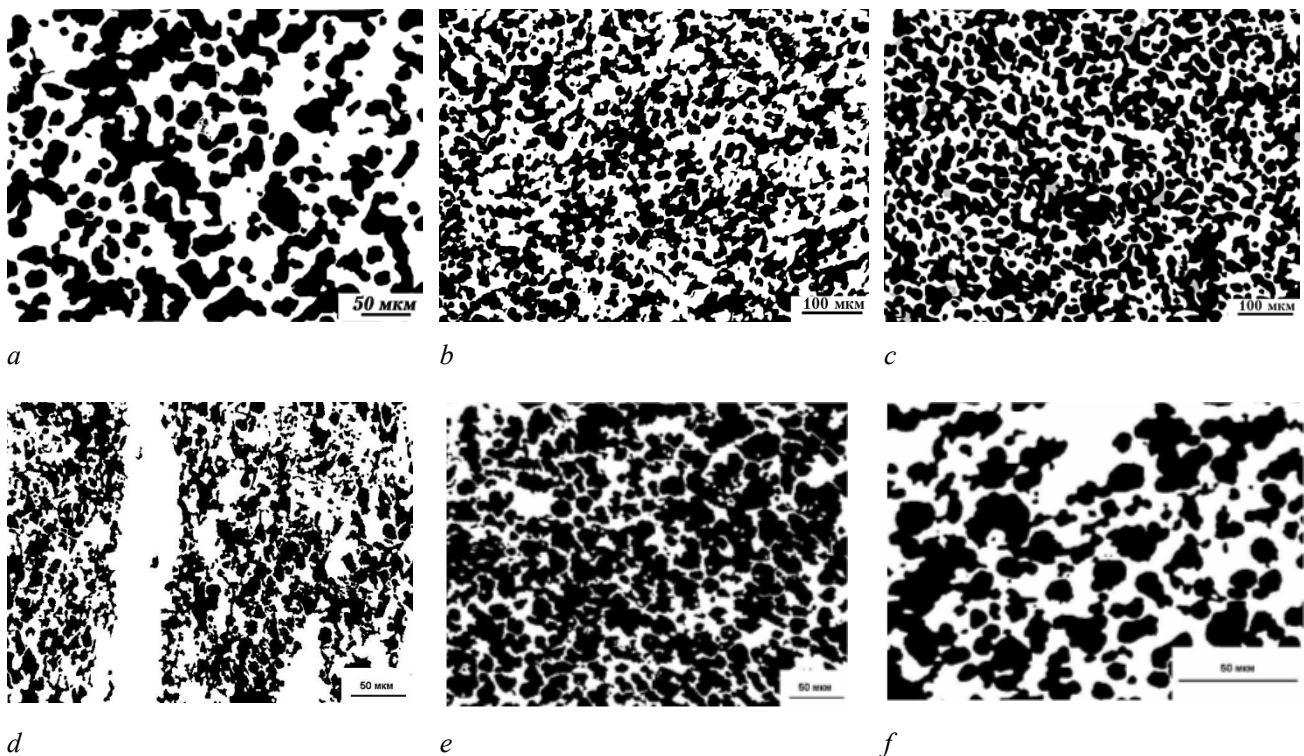


Fig. 2. Materials microstructures after processing by means of AMIS software: first group, first batch (a), first group, second batch (b), first group, third batch (c), second group, first batch (d), second group, second batch (e), second group, third batch (f). Strengthening phase particles are painted black

The tensile strength, tensile yield point and relative elongation were determined by means of a mechanical test, while specific resistance was measured by means of electrical testing. The mentioned physical properties and calculated microstructure indices were placed in Table 1.

Then correlation coefficients were calculated separately for the first and second group of materials. They are placed in Table 2.

One can see that both proposed indices and fractal dimension are noticeably correlated to the physical properties. It is interesting that there is strong correlation between the normalized regularity index and tensile yield point, and the known Hall-Petch relation [7-9] describes the yield point dependence on the material grains size. Whether the proposed indices of the microstructure quality are reliable enough for other classes of materials is the matter of further research.

Table 1.

Physical properties and microstructure indices of materials

Group	Batch	Material properties and microstructure indices							
		Relative density	Specific conductivity (MSm/m)	Yield point (MPa)	Break point (MPa)	Relative elongation (%)	Regularity index	Normalized regularity index	Fractal dimension index
1	1	0.985	11.11±0.55	186±9	190±10	1.2±0.06	0.960	0.980	1.87
	2	0.982	9.91±0.49	121±6	133±7	0.27±0.01	0.999	0.940	1.89
	3	0.981	9.52±0.48	120±6	130±7	0.2±0.01	0.990	0.847	1.93
2	1	0.983	13.89±0.35	305±17	478±23	7±1	0.875	0.911	1.87
	2	0.986	22.22±0.67	346±15	485±24	9.8±1	0.998	0.970	1.95
	3	0.970	12.82±0.38	314±16	448±22	3.2±1	0.88	0.870	1.87

Table 2.

Correlation between microstructure geometrical indices and physical properties

Group	Index	Physical properties			
		Specific electrical conductivity	Yield point	Break point	Relative elongation
1	Regularity index	-0.904	-0.975	-0.967	-0.963
	Normalized regularity index	0.868	0.741	0.761	0.773
	Fractal dimension	-0.885	-0.765	-0.784	-0.795
2	Regularity index	0.990	0.985	0.618	0.798
	Normalized regularity index	0.950	0.808	0.901	0.982
	Fractal dimension index	0.999	0.966	0.685	0.848

3. CONCLUSIONS

It was found out that the proposed regularity index, normalized regularity index and fractal dimension were noticeably correlated with mechanical strength and specific electrical conductivity, at least for two groups of materials having Cr50% mass-Cu composition, and could be used as a microstructure quality quantitative index, meanwhile the proposed indices are easier and faster to calculate. The use of both proposed indices and fractal dimension for other classes of materials requires further research.

References

- Slade P.G.: The vacuum interrupter – theory, design, and application. New York, CRC Press 2008.
- Khomenko O.V., Bagliuk G.A., Minakova R.V.: Effect of deformation processing on the properties of Cu-50 % Cr composite. Powder Metallurgy and Material Ceramics 48(3-4), 2009, pp. 111-118.
- Chernyavskii K.S.: Stereology in Metallurgy [in Russian], Metallurgiya, Moscow, 1977
- Falconer K.: Fractal Geometry: Mathematical Foundations and Applications. New York, John Wiley & Son, 1999.
- Khomenko O.I., Bahlyuk G.A.: Quantitative indicator of microstructure regularity of the material, (2015), Scientific Notes: Interuniversity collection (on discipline "Engineering") 49, 2015, pp. 155 – 159.
- Khomenko O.I., Khomenko O.V.: Application of software system AMIC in quantitative metallography, Mathematical models and computer experiment in material, 16, 2014, pp. 35-42.
- Hall E.O.: Deformation and aging of mild steel. Proceedings of the Physical Society. Section B, 64 (9), 1951, pp. 747-753.
- Petch N.J.: The cleavage strength of polycrystals. The Journal of the Iron and Steel Institute, 174, 1953, pp. 25–28.
- Firstov S. A., Lugovsky Yu. F.: Features microstructure influence on the strength of composite materials under static cyclic loading, Electron microscopy and strength of the materials, 15, 2015, pp. 83-88.

A. KHOMENKO, E. KHOMENKO, G. BAGLIUK
Department of corrosion and wear resistant powder
constructional materials
Frantsevich Institute for Problems of Materials
Science of NASU
Kyiv, Ukraine
home-n-cow@yandex.ru

B. MIEDZINSKI, A. KOZLOWSKI
Institute of Innovative Technologies EMAG
Katowice, Poland
b.miedzinski@ibemag.pl; a.kozlowski@ibemag.pl

Monitoring and prediction of seismic hazards in a mining geophysics station

The article features new functions of a dispatching system designed for mining geophysics stations. A number of functions were presented: those enabling to determine and interpret so-called passive tomography maps and those of a new innovative solution which is based on computational intelligence methods for predicting the EPZ energy in each excavation.

Keywords: seismic hazards prediction, passive tomography, classification, computational intelligence

1. INTRODUCTION

One of the major tasks of geophysics stations in hard coal mines is monitoring and determining the rock-burst hazard degree in working excavations. In order to determine this degree, there are different assessment methods applied, depending on the mine. The following methods are usually employed [1]:

- seismic-acoustic methods,
- seismic methods,
- small-diameter drilling.

In order to automate the operations performed by the geophysics stations personnel, an IT system Hestia was developed in the Institute of Innovative Technologies EMAG [11]. The system is now extended and improved by the SEVITEL company.

The Hestia system, designed for the storage of collected and processed measurement data, uses a relational database (in the current version of the system – Microsoft SQL Server 2012) [12]. On this basis the mine structure is featured on four tables:

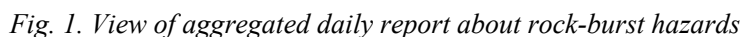
- department,
- bed,
- district,
- excavation (understood as longwall or face).

For each excavation there is information entered about the following: state of emergency assessed with the use of the mining method, excavation height, excavation type, roof development method, etc.

In addition, the database of the Hestia system receives information from the following programs: ARES_E for the analysis of seismic-acoustic phenomena, OcenaWin for the assessment of rock-burst hazards by means of the seismic-acoustic method, ARAMIS ME for the analysis and location of seismic phenomena, and Multilok manufactured by the Central Mining Institute GIG. This information includes: the values of shift deviations of energy and seismic-acoustic activity, hazard assessment resulting from the seismic-acoustic method (performed for each excavation after each shift), epicentre co-ordinates and registration time of a seismic and seismic-acoustic phenomenon, energy of a seismic phenomenon. Additionally, the database stores information entered by the user, such as the values of the faces and longwalls development and information about performed drills [12].

2. HAZARD ASSESSMENT AND REPORTING

The basic task of Hestia is to assess rock-burst hazards with the use of the complex method according to GIG's instruction [1]. Thus it is possible to conduct detailed and complex assessments for each excavation. The system enables to perform assessments after each completed shift and to generate the so called Aggregated Report (Fig. 1) which has to be made by each geophysics station at least once a day.



Apart from the aggregated report, Hestia is able to generate reports, specifications and charts, for example about the registered seismic phenomena (Fig. 2), number of bursts in particular energy ranges (from 10^2 J to 10^7 J), rock-bursts histogram (Fig. 2), total energy of bursts, etc.



3. VISUALIZATION

An important part of geophysics stations operations (especially for excavations with rock-burst hazards) is the visualization of registered phenomena on coal bed maps. The Hestia system has very extensive visualization possibilities in the form of two- and three-dimensional visualization.

The visualization model is equipped with an editor of coal bed maps which enables to draw and edit the maps and to import digital maps (e.g. AutoCad) and raster maps (jpg, bmp, png, tiff). The maps edition program contains a large number of predefined graphic objects (fault, goafs, face, inclines, seismometer, geophone, building, road, etc.) which significantly facilitate the map preparation.

The maps are drawn and printed in a user-defined scale. The layer structure enables to configure freely the mine structure display.

Here are some functions of the visualization module:

- drawing and editing coal bed maps, particularly: drawing maps in a certain scale, drawing on particular layers;
- defining graphic reports (10-day, monthly and quarterly maps); map with charted phenomena of particular type, energy and user-defined duration; dynamic map on which the user can observe the sequence of the phenomena occurrence and the longwall development (time flow modelling);
- grouping seismic-acoustic phenomena according to the similarities in their location and time of

occurrence; depending on the defined number of groups, the user can observe where the phenomena groups are the biggest; visualization of created groups facilitates to analyze in which parts of the excavation there are areas with increased seismic-acoustic activity (the areas are made by the created phenomena groups);

- drawing a map which visualizes the average value of seismic energy emitted in the given section of the excavation;
- supervision mode (Fig. 3) which allows on-line assessment of emergency states: many visualization windows, which present the mine structure, display the current state of seismic and seismic-acoustic phenomena and the seismic-acoustic emergency state defined on the basis of geophones registrations (energy and activity deviation, on-line assessment of seismic-acoustic hazard for an hour and a shift);
- three dimensional visualization when the spatial structure of the mine is displayed, along with its geological structure and seismic phenomena; in 3D visualization faults and shafts have different heights and inclinations; it is possible to magnify and turn the whole 3D view of the mine;
- generating cross sections which enable to visualize the cross section of the geological structure on a plane in any place in space; on the plane of the cross section it is possible to chart seismic phenomena as points or circles with diameters depending on the phenomenon energy.

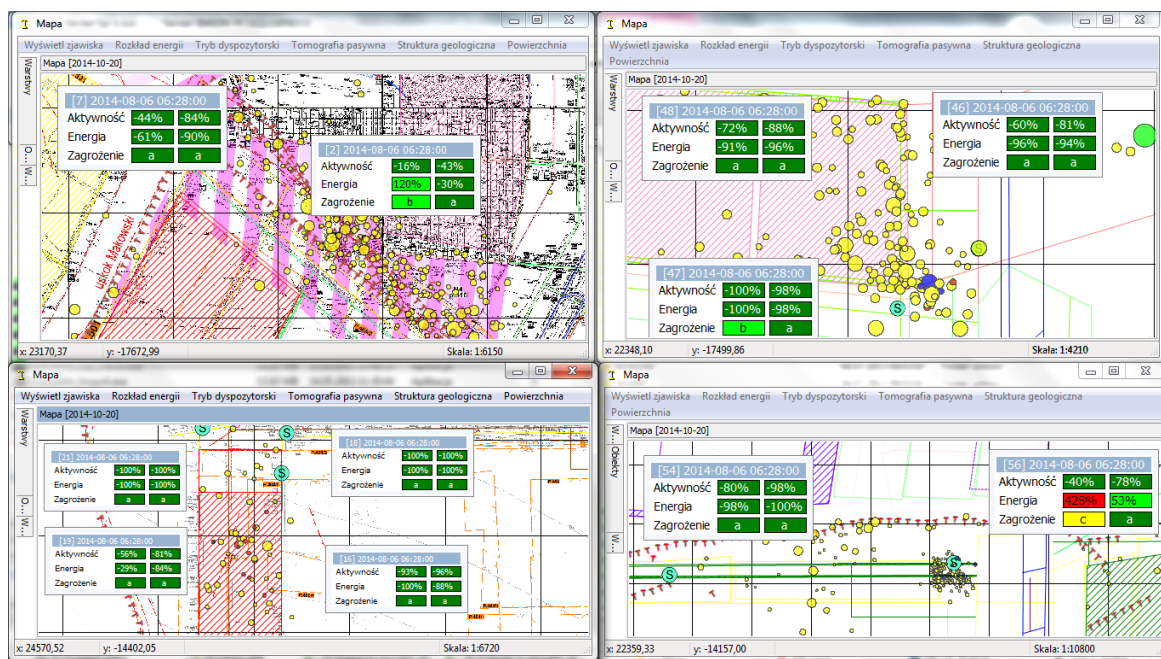


Fig. 3. View of supervision mode with many visualization windows based on raster maps along with geophones states and seismic phenomena

4. TOMOGRAPHIC MAPS

Tomographic methods are used more and more frequently to assess seismic hazards in mines [3, 4, 5, 6, 7]. In the case of passive tomography the records of seismic phenomena are used. When bursts were registered (and after they were located), the bursts centres become sources which triggered seismic wave coming through the rock mass. Then the wave was registered by seismometers located in excavations. Tomographic maps of the given area are used for comparing the views of velocity fields in changing time windows. Such a solution enables to track the relocation process of potentially hazardous areas [4].

A module for generating a model of passive velocity tomography was developed in co-operation with the Geophysics Institute of the Polish Academy of Sciences in Warsaw. This kind of tomography is a non-invasive technology for visualizing the inner structure of the rock mass. The software makes use of the analysis of a seismic wave (P) propagation velocity. The obtained velocity tomography models reproduce the spatial distribution of anomalies in the seismic waves velocity [4]. In order to make a tomographic picture, the times of the P wave entries are used, which are set in the Aramis ME software for locating seismic phenomena, while the examined parameter is the wave velocity. The methodology of this approach is based on analyzing the relation between the P wave propagation time and the velocity distribution. On this basis it is possible to generate

the times of the seismic wave passage from the source to the sensor.

A module for drawing tomographic maps was implemented in the Geophysics Institute of the Polish Academy of Sciences [2], however, it is fully integrated with the Hestia system. Communication with the map drawing module, particularly the selection of map generating algorithms and setting their parameter values, is performed by means of a user graphic interface provided by the Hestia system.

The process of the model generation consists of three phases:

- making a model of a passive tomography map in the form of velocity values in particular nodes,
- map smoothing, i.e. generating medians of velocity between the nodes of the net,
- creating velocity isolines on the passive tomography map.

Due to the operations of the tomographic maps generation module, the user obtains two passive tomography models: the most likely model (MLL) and the averaged model (AVR). The exploitation experience shows that the averaged model is the closest to reality. The generated map can be visualized in the visualization module. After a selected map is downloaded into the visualization module, the following layers are added:

- map of the most likely model (MLL),
- map of the averaged model (AVR),
- map of covering with rays (RAY),
- isolines of the averaged model map (ISO_AVR),
- isolines of the most likely model map (ISO_MLL).

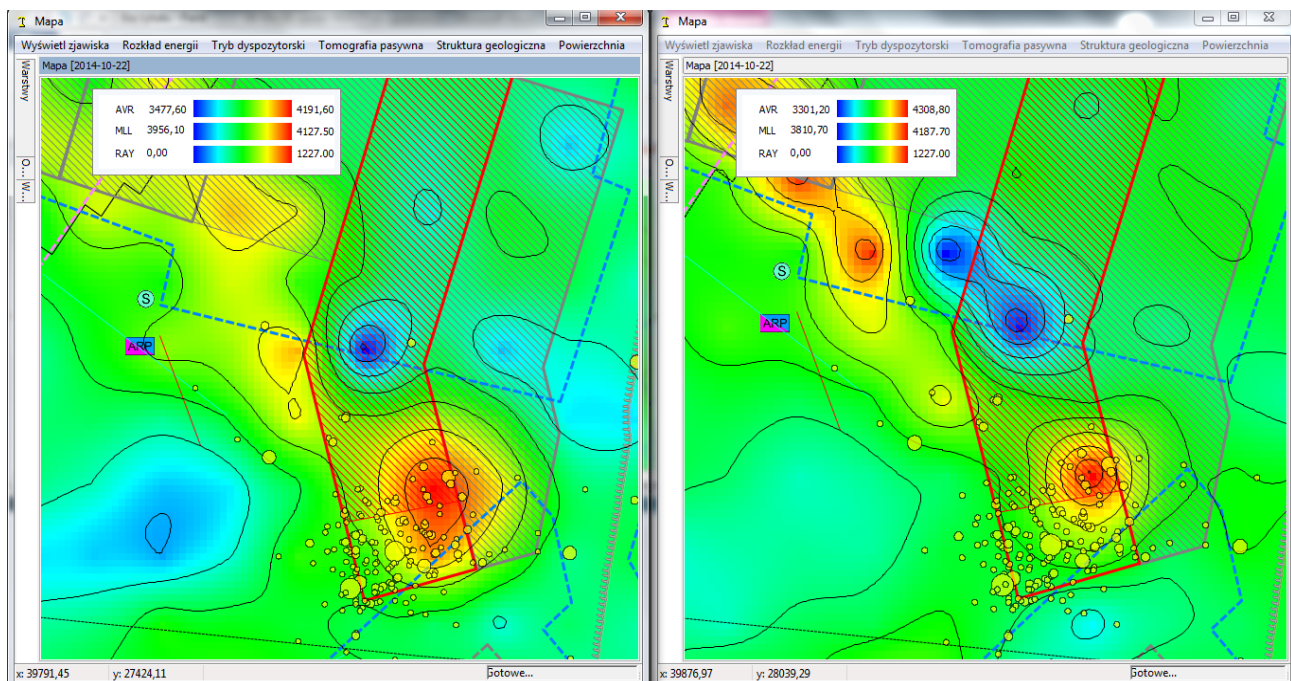


Fig. 4. Generated different variants of a tomographic map with seismic phenomena from the next month

Each layer is a separate text file. The red colour on the maps stands for the maximal velocity of the longitudinal wave in the rock mass, while blue – for the minimal one. In addition, isolines with a wave velocity values are drawn on the maps. All layers related to passive tomography are subject to the same rules as the map layers (hiding, reordering, etc.)

The assumption of the software developers was not to perform automatic modelling but to provide the operator with access to most parameters. This way the operator controls the process of the map generation. The applied techniques give different, though approximate results. Thus it is the geophysicist who decides about the technique to be employed and about the modelling parameters in a given mine. After implementation and trials with different models and settings, he/she is able to assess which method is suitable for the given mine.

5. PREDICTION OF ZERO POINT ENERGY (ZPE) AS A FORM OF HAZARD PREDICTION

A module enabling to predict aggregated zero point energy (ZPE) which is emitted in the given excavation within the nearest time and shift was developed in the course of the project conducted by the EMAG Institute, Sevitel, Silesian University of Technology, and Warsaw University of Technology. The proposed method to predict seismic hazards is based on the zero point energy in the given excavation. The method was described in the latest instruction how to assess seismic hazards in hard coal mines [1]. The document contains only the description how to calculate ZPE as aggregated energy of registered rock bursts and properly recalculated seismic emission registered by geophones installed in the given excavation. Additionally, the document includes a proposal concerning the time horizon of the prognosis.

There have been works conducted to develop analytical algorithms that would be good enough to solve the prediction task with user-accepted accuracy. The accuracy is understood as sensitivity (i.e. detecting situations when the predicted energy value exceeds the set security threshold, e.g. $5 \cdot 10^5 \text{ J}$) and specific character of the method (i.e. minimizing the so called false alarms). So far, two analytical approaches have been used: one based on the analysis of time series [8, 9] and the other on induction methods of classification rules [7, 10, 13].

Within the project, the data coming from several longwalls and faces were analyzed. This analysis

allowed to work out an approach covering acquisition, measurement data conversion and data analysis [10, 13]. In addition, the approach can be used in on-line prediction.

The results of conducted experiments allow to propose the following scheme of developing and implementing a rule classifier for the prediction of seismic hazards (Fig. 5). The classifier is the basic element of the prediction system. The system carries out the acquisition and aggregation of measurement data which then become the basis for the classifier learning. Apart from the implementation issues, it is possible to say that the classifier learning process is activated periodically on an increasing set of examples and is repeated as long as the received classifier results are better than the set minimal values. In particular, the classifier prognoses have to be better than the prognoses generated by routinely applied methods. The classifier which fulfils minimal quality requirements is then used for the incoming measurement data, while the quality of the generated prognoses is monitored all the time.

The process of the classifier development consists of many stages and is based on learning different classifiers, checking their efficiency by means of cross validation and selecting a classifier which achieves the highest values of the set quality criterion. Thus it is necessary to perform the following: collect a suitable set of learning data, work out the procedure for learning and selecting optimal values of the prediction algorithm parameters, determine the minimal accepted quality of prognoses, define the procedure for prognoses quality supervision, and, finally, define the procedure for selecting learning examples in case the system has to be learned again.

The authors became familiar with the necessity of re-learning the system while performing the prediction of methane concentration. In order to select a new set of learning examples, a simple procedure was used based on expanding the learning set with the latest measurement data. If the size of the examples set was too big, the oldest records were removed. Though there were no tests conducted in this area, it seems that in the case of seismic hazards and possible necessity to re-learn the classifier, it would be sensible to remove only the oldest examples representing the majority decision class no hazard. The rules defined by a domain expert can be added to automatically created rules. The expert-defined rules can represent common-sense dependencies or reflect one's knowledge on mining.

In order to compare the results of the classifier with those of the routine method (complex method performed in compliance with the instruction [1]), it was assumed that the routine assessment corresponds to the classifier assessment no hazard, while other re-

sults of the routine method (b, c, d) correspond to the classifier assessment which indicates a hazard (hazard occurred). The results of the comparison made for two longwalls are presented in Table 1. In addition, the table has information about the basic accuracy resulting from the number of actually registered emergency states.

Table 1.
Comparison of the prediction accuracy
of a rule classifier and routine methods

Prediction task/ excavation	Method	Status "hazard occurred" [%]	Status "no hazard" [%]
Task 1 SC503	Classifier method	75.2	93.6
	Routine method	56.8	57.0
	Basic method	17.2	82.8
Task 1 SC508	Classifier method	81.5	73.1
	Routine method	77.0	43.0
	Basic method	11.3	88.7
Task 3 SC503	Classifier method	63.2	73.2
	Routine method	52.5	82.4
	Basic method	10.8	89.2
Task 3 SC508	Classifier method	51.4	72.9
	Routine method	48.3	47.8
	Basic method	6.1	93.9

The results in Table 1 show unequivocally that for the purposes of seismic hazards prediction, the assessments generated by the classifier are definitely more accurate than those generated by the routine method. However, accepting the classifier as a supplementary method for seismic hazards prediction requires many formal actions to be undertaken.

Rule induction algorithms are not too stable. In some cases small changes in the learning examples set may cause big changes of the prognostic model. Therefore, for each new excavation there should be a separate classifier dedicated to generating prognoses for this very excavation. Therefore the method should have a start-up period. The research presented in [13] showed that it is not possible to make one universal model for all excavations.

Currently the Hestia system is expanded by an analytical and prognostic module which enables to fulfil the concept presented in Fig. 5.

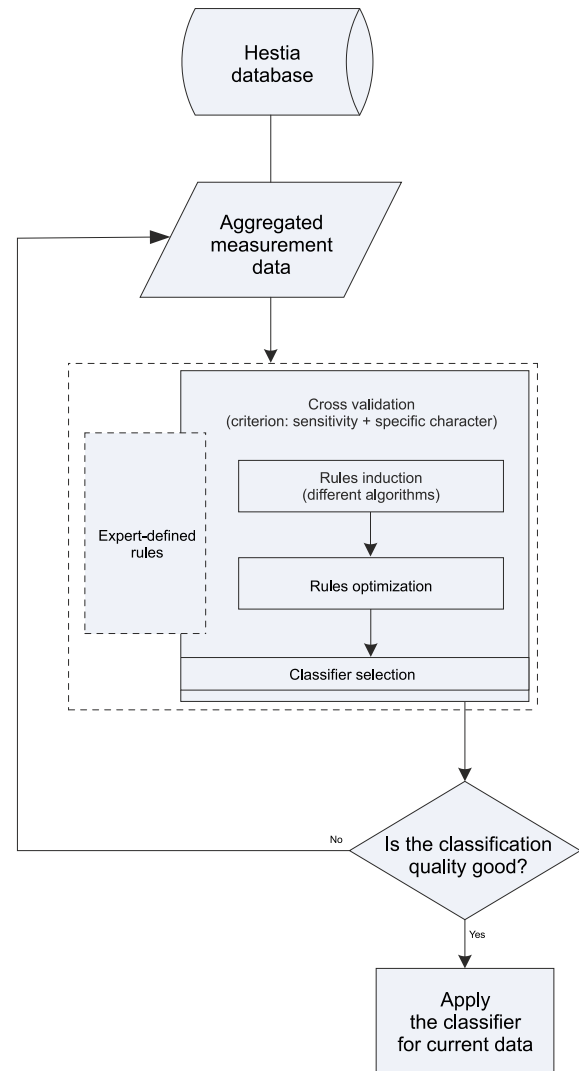


Fig. 5. Methodology of making a system for the prediction of ZPE energy values

6. CONCLUSIONS

For several years the Hestia system for supporting the operations of geophysics mining stations has been working in the majority of Polish hard coal mines as well as in a number of overseas mines too (China, Russia). Thanks to valuable comments by the users, it was possible to automate significantly the process of hazards assessment and to provide many new useful options to the system itself. An extensive set of functions and configuration possibilities allows easy management of data stored in the database.

Currently, the system is developed further. The conducted operations concern mainly the development of passive tomography and incorporating the ZPE prediction module into the standard functionality of the system.

The results of works described in this publication were performed and financed in part from the PBS2/B9/20/2013 project fund obtained from the National Research and Development Centre within the Applied Research Programme.

References

1. Barański A. i inni: Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia tąpnięciami w kopalniach węgla kamiennego (*Regulations for using complex and detailed methods of rock-burst hazard assessment in hard coal mines*). Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje Nr 22, Katowice 2012.
2. Dębski W.: Seismic tomography software package. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. B-30(353)*, 1-105, 2002.
3. Dębski W.: The probabilistic formulation of the inverse theory with application to the selected seismological problems. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad.Sc. B19(293)*, 1-173, 1997.
4. Dębski W.: Tomografia sejsmiczna w zastosowaniach górniczych (*Seismic tomography in mining*). *Przegląd Górniczy* 68(7), 67-71, 2012.
5. Dokumentacja oprogramowania mctom7 (Documentation of mctom7 software). IGF PAN, Warszawa 2013.
6. Dubiński J., Lurka A., Mutke G.: Zastosowanie metody tomografii pasywnej do oceny zagrożenia sejsmicznego w kopalniach (*Application of passive tomography in the assessment of seismic hazards in mines*). *Przegląd Górniczy* Nr. 3, 1998.
7. Kabiesz J., Sikora B., Sikora M., Wróbel Ł.: Application of rule-based models for seismic hazard prediction in coal mines. *Acta Montanistica Slovaca* 18(4), pp. 262-277, 2013.
8. Kornowski, J., 2003. Linear prediction of aggregated seismic and seismoacoustic energy emitted from a mining longwall. *Acta Montana, Ser. A* 22, 4–14.
9. Kornowski, J., Kurzeja, J., 2012. Prediction of rockburst probability given seismic energy and factors defined by the expert method of hazard evaluation. *Acta Geophysica* 60, 472–486 2012.
10. Sikora M.: Induction and pruning of classification rules for prediction of microseismic hazard in coal mines. *Expert Systems with Applications* 38(6), s. 6748-6758, 2011.
11. Sikora M.: System wspomagania pracy stacji geofizycznej – Hestia (*Hestia – the computer system supporting workers in mine geophysical stations*). *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, nr 12, 15-19, Katowice 2003.
12. Sikora M., Mazik P.: W kierunku większych możliwości oceny zagrożenia sejsmicznego – systemy Hestia i Hestia Mapa (*Towards better possibilities of seismic hazard assessment – Hestia and Hestia Mapa systems*). *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, nr 3, 5-12, Katowice 2009.
13. Sikora M., Wróbel Ł.: Application of rule induction algorithms for analysis of data collected by seismic hazard monitoring systems in coal mines. *Archives of Mining Sciences*, 55(1), s. 91-114, 2010.

PIOTR MAZIK, GRZEGORZ GALOWY
Sevitel Sp. z o.o.,
Katowice, Poland
p.mazik@sevitel.pl; g.galowy@sevitel.pl

ŁUKASZ WRÓBEL
Institute of Innovative Technologies EMAG
Katowice, Poland
l.wrobel@ibemag.pl

How to assess and improve the quality of voice services in telephone communication and alarm systems in mines

The article presents selected objective and subjective methods to assess the quality of voice services in telephone communication. The authors described the impact of the line and acoustic echo phenomena and ambient noise on the functions of telephone communication systems with respect to the speakerphone mode. Additionally, they discussed the possibilities to apply digital technology to improve the quality of voice services in telephone communication and alarm systems.

Keywords: *telephone communication, alarm communication, safety, telecommunication, voice transmission, noise reduction*

1. INTRODUCTION

Telephone communication and alarm systems in mines are key elements for safe functioning of modern deep mines [15]. They enable to transfer commands, warnings (including alarms) or reports. In order to function properly, these systems should have proper quality of voice transmission in the conditions of underground mines.

The objective of this article is to present the issue how to assess the quality of voice services and the phenomena which impact this quality.

2. VOICE SERVICES QUALITY ASSESSMENT

The assessment of phenomena which we sense (e.g. by hearing or seeing them) is a very complex process. This refers to the assessment of telephone conversation quality too. In order to assess the quality it is not enough to make simple measurements of certain physical quantities, such as attenuation of the connection or frequency characteristics of this attenuation. There are a number of methods to assess the quality of a telephone conversation. The methods can be divided into [12]:

- subjective methods based on listening to the conversation in defined conditions and subjective assessment of the quality of the conversation or the conversation fragments that one can hear,
- objective methods based on the registration of the conversation fragments and their advanced analysis which gives a suitable result of the assessment.

Assessment methods are often used to check the impact of some telephone parameters or telephone circuit parameters on the conversation quality.

The following methods are subjective:

- logatom articulation [17] – listening to logatoms (phonetic elements without any meaning in the native language of people who take part in the measurements) read by a reader; the result is the ratio of the number of properly heard logatoms to the total number of logatoms in the text,
- semantically unpredictable sentences¹ [11] – listening to semantically unpredictable sentences read by the reader; the result is the percentage of properly received sentences or words, depending on the adopted method,

¹ artificially generated sentences which, though consisting of correct words, do not have any logical sense, therefore they are semantically unpredictable (a word which is not understood by the listener cannot be deducted from the sense of the whole sentence). The sentence has proper syntax, words are used in accordance with grammatical rules but the semantics of the sentence is completely disturbed.

- MOS (Mean Opinion Score) [4, 7] referring to:
 - o ACR (Absolute Category Rating). MOS for the ACR method is determined as the average value of the assessment of all participants (in the scale from 1 to 5) in 3 categories: absolute rating, listening effort, volume,
 - o DCR (Degradation Category Rating). MOS for the DCR method is determined as the average value of the assessment of all participants (in the scale from 1 to 5),
 - o CCR (Comparison Category Rating). MOS for the CCR method is determined as the average value of the assessment of all participants (in the scale from -3 to +3).

The following methods are objective:

- comparison methods, such as:
 - o **PSQM** [9] (Psycho-Acoustic Speech Quality Measure), which is based on comparing the input signal (artificial speech acc. to [P.4]) and the output signal after complex transformations. The signal comparison result is presented in the MOS scale,
 - o **PAMS** (Perceptual Analysis Measurement System), which is based on comparing the input signal and the output signal after complex transformations with the use of the so called audibility transform. The signal comparison result is presented in the MOS scale,
 - o **PESQ** [10] (Perceptual Evaluation of Speech Quality), which can be considered an extension of PAMS,
- **INMD** [5] (In-service Non-intrusive Measurements Device),
- Method according to the P.563 recommendation[6],
- E-model,
- Method for the Assessment of Voice Transmission Quality [1].

3. PARAMETERS WHICH IMPACT THE QUALITY OF VOICE SERVICES

The impact of different parameters on the quality of voice services can be investigated in the situations of listening, speaking, conversation, and ambient noise influence [2].

The quality of a voice service in the situation of **listening** is affected by the following parameters:

- volume (with respect to a conversation between two persons standing within 1-metre distance from each other),
- sound quality depending on the parameters of a transmission system, such as band width, fre-

quency characteristics, signal-noise ratio, distortions,

- understandability which is particularly important in the presence of noises.

The quality of a voice service in the situation of **speaking** is affected by the following parameters:

- local effect of the speaker's phone,
- echo evoked by manifold systems and a coupling of the microphone and the receiver (loudspeaker) in the listener's telephone.

The quality of a voice service in a **conversation** is affected by the following parameters:

- delay (particularly in VoIP systems) – bigger audibility of the echo,
- both persons speaking simultaneously – switching on echo cancellers, amplification regulations, call signal masking by the echo.

Ambient (background) noise impacts the transmission quality in different phases of the conversation, such as: pause, speaking, listening. A speech signal can be distorted by noise reduction systems while the reception of the signal can be disturbed by ambient noise. The speech signal quality in the presence of noise becomes one of the most essential parameters of the voice service.

4. ECHO PHENOMENON IN TELEPHONE COMMUNICATION SYSTEMS

Voice services in telephone communication systems are characterized by simultaneous two-way signal transmission. Some elements of the telecommunications network can transmit signals in both directions at the same time, which is called a two-wire system (e.g. telecommunications cables). Some elements, in turn, such as amplifiers or switching networks of digital telephone exchanges, are one-way elements and require two separate ways (channels), one for each direction. This is called a four-wire system. The connection of two- and four-wire systems requires that a splitter should be used. A splitter-type system is an element with 4 ports (Fig. 1). In the balanced state the balancer ensures signal transmission between neighbouring connections (e.g. $a - c$, $a - d$, $b - c$, $b - d$), while signal transmission between opposite connections (e.g. $a - b$, $c - d$) is not possible. In the case featured in Fig. 1 it is possible to get the balance if a proper dependency between Z_a and Z_b impedances is ensured. Then the signal from port d will not be transmitted to port c . In the one-line scheme in Fig. 1b, we showed the application of a splitter which is to send the signal from port d to

port a , as well as from b with added Z_{BAL} impedance. When the balancer is balanced, i.e. when the ratio of Z_L input impedance of the circuit connected to port a and Z_{BAL} impedance is $Z_L/Z_{BAL}=k$ (k value depends on the structure of the splitter), the signal from port d will not be transmitted to port c .

Splitters are applied, for example, in anti-local systems in telephones, SLIC systems in digital telephone exchanges and TBI 2 intrinsically safe barriers [14], and ZSD intrinsically safe barriers [16].

Figure 2 presents the operation of a splitter applied in the JANTAR 2 signalling telephone built with the use of an AS2522 system.

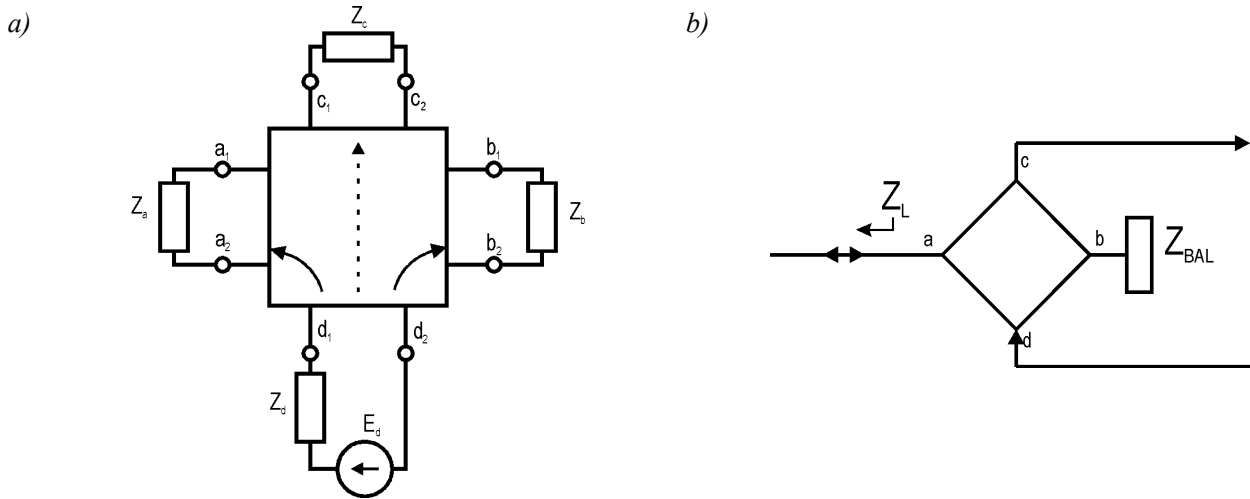


Fig. 1. Splitter – multi-line symbol (a), one-line symbol (b)

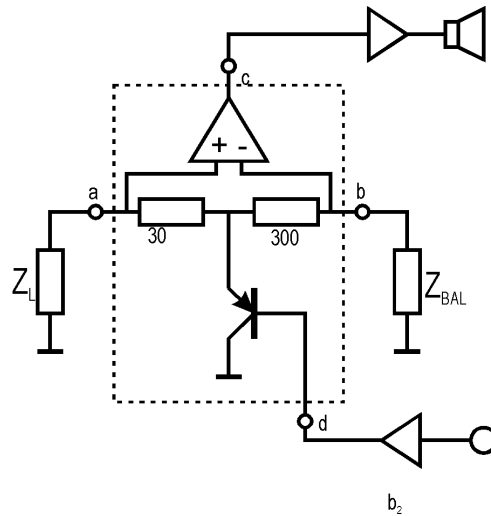


Fig. 2. Splitter operation in a telephone with AS2522 system

A signal from the microphone is sent to the bridge connection. In one arm of the bridge there is a 30Ω resistor and Z_L input impedance of the subscriber circuit. In the other arm of the bridge there is a 300Ω resistor and Z_{BAL} balancing impedance (circuit balancer). The splitter is balance if the $10Z_L=Z_{BAL}$ condition is fulfilled in the whole frequency range of the splitter operations.

Figure 3 presents a sample telephone chain in the system of telephone communication for methane mines. The chain consists of two telephones (working

in the loudspeaker mode), two intrinsically safe barriers and a digital telephone exchange. This configuration has two kinds of echo phenomena:

- acoustic echo evoked by acoustic coupling between the speaker (receiver) and the microphone in the remote phone,
- line echo caused by incomplete balance of splitters in the intrinsically safe barriers and digital telephone exchange,
- local effect caused by incomplete balance of the splitter in the local phone.

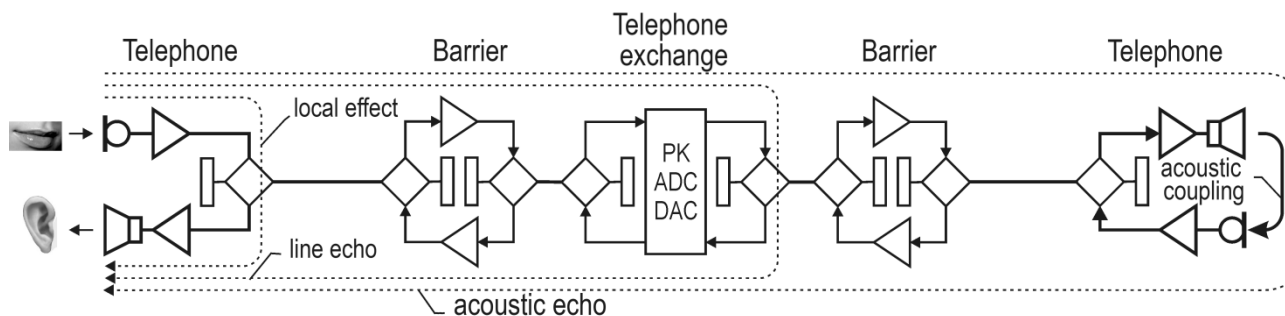


Fig. 3. Sample telephone chain with splitters. PK – switching network, ADC –analogue-digital transformer, DAC – digital-analogue transformer

Sometimes it is possible to have echo evoked by mechanical coupling between the loudspeaker (receiver) and microphone in the phone. In the configuration from Fig. 3 the delays are small ($50\mu\text{s}$ for the 10-km telecommunication cable, a few ms for the digital exchange) and the echo is recognized as a copy of what the user speaks to the microphone. A small delay can happen in the case of the acoustic echo evoked by reverberations from the walls of the room where the remote telephone is placed.

When the telephone works in the speakerphone mode, the balance of the splitter system in the tele-

phone may produce vibrations in this telephone (whistle). This effect is the result of positive feedback in the loop which comprises: the microphone, microphone amplifier, improper path of the splitter system ($d-c$), loudspeaker amplifier, loudspeaker, acoustic coupling of the loudspeaker and the microphone – shown in Fig. 4. This phenomenon can be eliminated by proper enhancement regulation in the microphone and loudspeaker circuit. Such a function is performed by specialized integrated circuits (e.g. AS2522B in the JANTAR 2 signalling telephone [14, 19]).

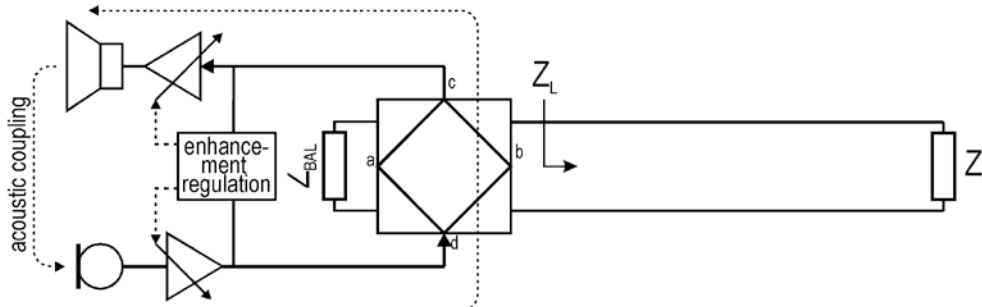


Fig. 4. Evoking vibrations in a loudspeaker telephone

The attenuation of the splitter on an improper path depends on how the frequency characteristics of the Z_{BAL} impedance of the artificial balancing line are adapted to the frequency characteristics of the Z_L impedance of the cable circuit which is closed by the input impedance of a successive telephone chain element (e.g. intrinsically safe barrier). Most frequently, the Z_{BAL} impedance is adapted, approximately, to the catalogue frequency characteristics of the Z_f wave impedance of the cable circuit. In real installations the input impedance of the cable circuit differs from the wave impedance due to loading the circuit with the impedance different from a wave impedance. This situation causes incompatibility of the splitter system. In order to reduce this effect, the JANTAR 2 signalling telephone has a possibility to

control (remotely from the telecommunications server) the Z_{BAL} impedance depending on the length of the cable circuit [14].

The mechanism of echo evoking is slightly different in the case when the VoIP technology is used to provide voice services.

Figure 5 features a sample telephone chain including a VoIP telephone, telephone exchange with a VoIP card and an analogue telephone with an intrinsically safe barrier. In the VoIP telephone and on the VoIP card of the exchange there are codecs with framing (bundling) circuits and buffers for jitter compensation which cause relatively big delays (e.g. 30 ms for framing). In such solutions the users can hear their own echo audibly.

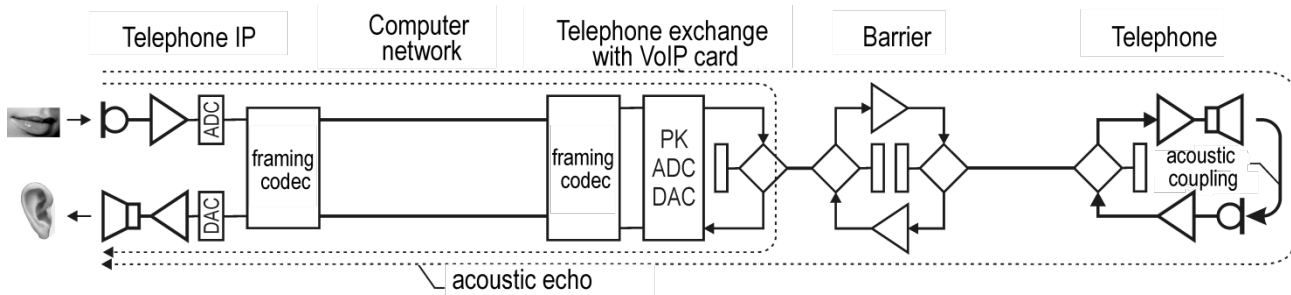


Fig. 5. Sample telephone chain with the use of a digital telephone exchange with VoIP card

5. IMPACT OF NOISE ON THE QUALITY OF VOICE SERVICES IN TELEPHONE COMMUNICATION SYSTEMS

In industrial conditions (including mines) telephones and alarm signalling devices can be installed in places with high noise levels caused by working machines. Ambient noise has a large impact on the quality of voice services.

Figure 6 shows the impact of noise on the listener's side on the telephone conversation. The listener hears the speech signal from the loudspeaker (receiver) and the ambient noise. The quality of the telephone conversation is affected by the difference between the

level of the desired signal (of the telephone conversation) and the noise level. In addition, the listener's microphone receives the noise which is transmitted to and heard by the speaker. This also impacts the quality of the voice service.

Figure 7 shows the impact of noise on the speaker's side on the telephone conversation. The speaker's microphone receives the speech signal emitted by the speaker and the noise signal. The combination of these two signals is transmitted to the listener's telephone. At the same time, the noise impacts the speaker's behaviour and evokes the so called Lombard effect which is the speakers' tendency to increase their vocal effort, as well as pitch, rate, and duration of syllables [13].

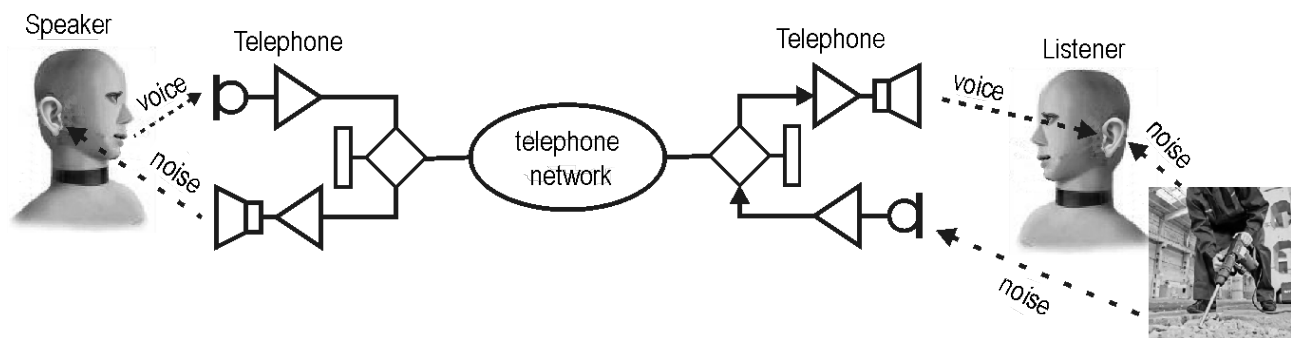


Fig. 6. Impact of noise on the listener's side on the telephone conversation

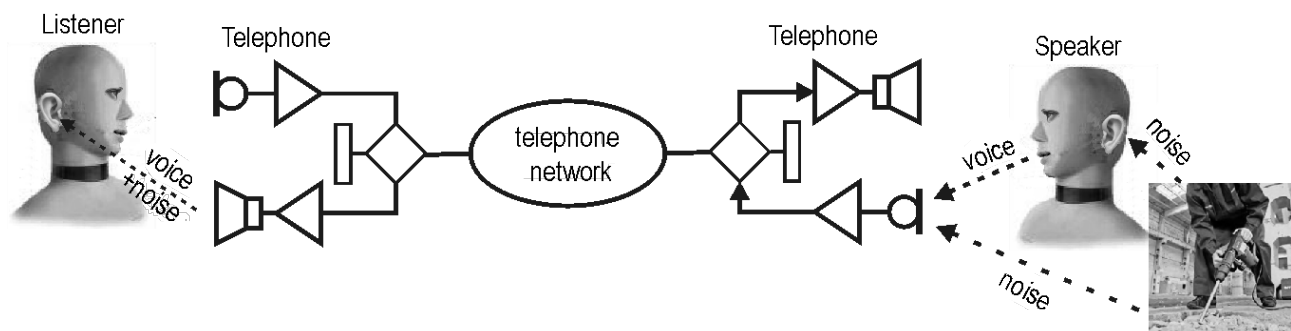


Fig. 7. Impact of noise on the speaker's side on the telephone conversation

The following methods are used to reduce the impact of ambient noise on the quality of voice services:

- using a handset instead of a loudspeaker whenever possible,
- using a handset and an extra receiver which significantly improves the conditions of listening (the headphones significantly attenuate the noise heard by the user) – see Fig. 8,
- using an extra microphone to compensate the noise or using a differential microphone while ensuring a short distance between the sound

source (mouth) and the microphone – see Fig. 9. In the differential microphone the noise is emitted from the source from a relatively long distance and impacts the microphone membrane in opposite directions, while the signal from the close source (mouth) impacts the membrane only from one direction (such a solution was applied in JANTAR 2 [14]),

- using advance methods of digital processing of voice signals (section 6).

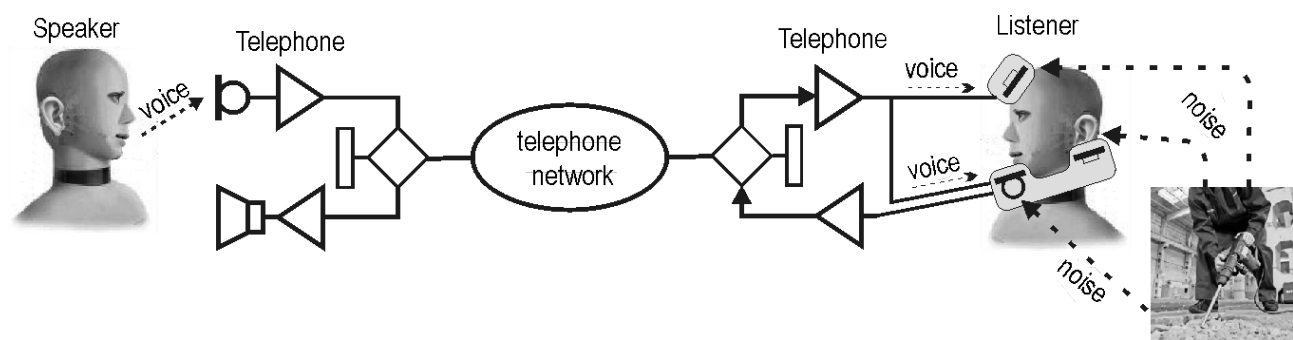


Fig. 8. Reduction of the impact of noise on the listener by means of a handset and an extra receiver

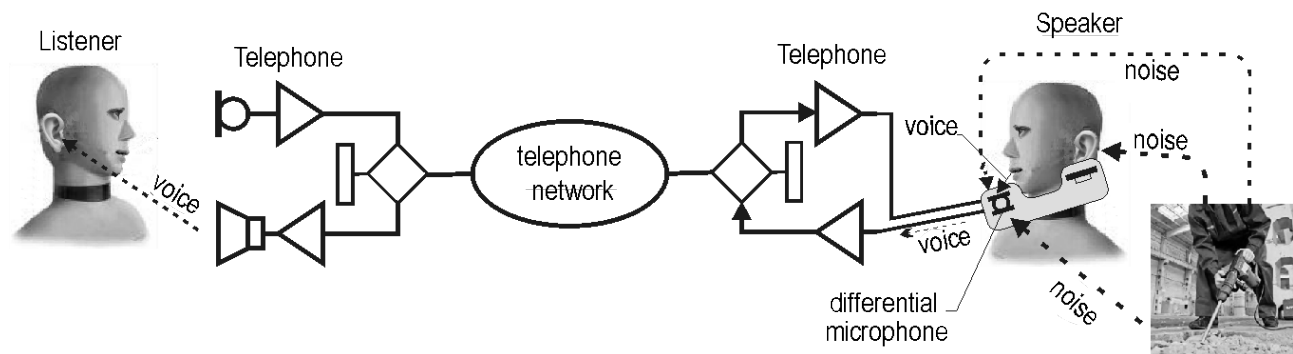


Fig. 9. Reduction of the impact of noise on the speaker by means of a handset with a differential microphone – differential microphone

6. USE OF DIGITAL PROCESSING OF SPEECH SIGNAL TO REDUCE ECHO AND NOISE

The basic method to reduce the echo phenomenon is:

- good balancing of splitters for line echo,
- proper location of the microphone and speaker in a loudspeaker phone.

The application of digital technology in telephone communication systems allows further reduction of echo by introducing digital adaptation filters. Figure

10 features a simplified block diagram of a telephone part with an acoustic echo canceller. In the microphone circuit there is a system which deducts the signal coming from the microphone and the signal from the loudspeaker circuit passed through the adaptation filter. The filter is adapted in such a way that the difference between the signal evoked by the acoustic coupling of the loudspeaker and microphone and the output signal of the filter is close to zero. This way the person speaking to the microphone of the remote telephone (not shown in Fig. 10) will not hear the echo evoked by the acoustic coupling.

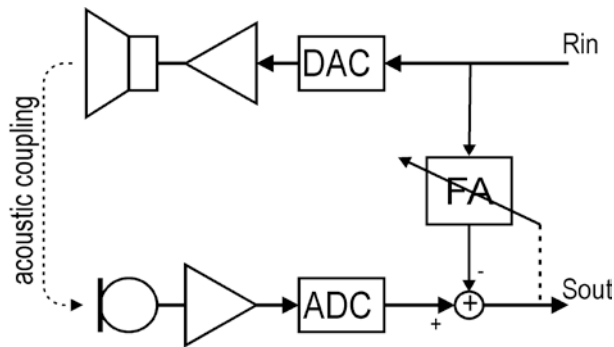


Fig. 10. Simplified block diagram of acoustic echo canceller. ADC –analogue-digital transformer, DAC – digital-analogue transformer

Digital filters (digital echo cancellers) can be used in analogue devices too. Figure 11 presents a simplified block diagram of a telephone with an integrated circuit CS6422 [20] which includes an acoustic echo canceller and a line echo canceller. The line echo canceller has an adaptation filter which is tuned to reduce, as close to zero as possible, the microphone signal which gets through the improper path of the splitter system (d-c) to the loudspeaker circuit. The acoustic echo canceller works similarly to the situation in Fig. 10. The CS6422 circuit comprises indispensable analogue-digital and digital-analogue transformers.

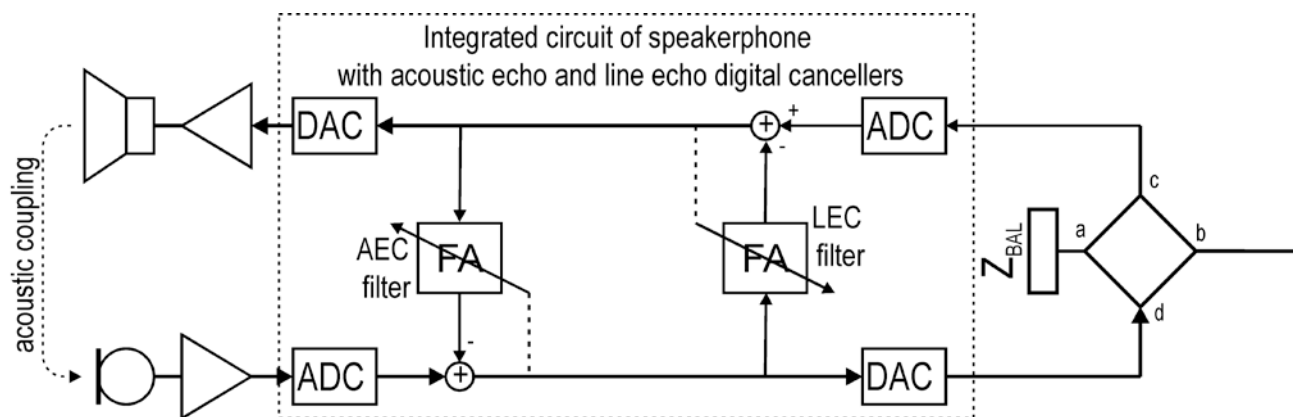


Fig. 11. Simplified block diagram of analogue telephone with digital echo cancellers (CS6422 integrated circuit)

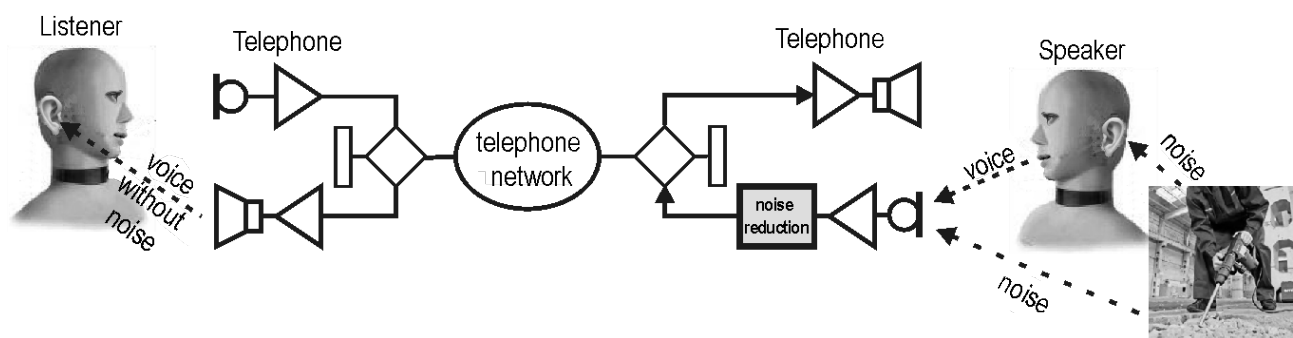


Fig. 12. Simplified block diagram illustrating the possibility to reduce noise level on the speaker's side with the use of a filter (ADC and DAC transformers are not included in the figure)

The use of digital technology allows to improve the quality of voice services in the conditions of noise. If the noise is present near the speaker's telephone (Fig. 12), it is possible to apply a digital filter which reduces the noise by the deduction of noise spectrum from the voice signal spectrum along with noise. The method assumes that the noise spectrum, measured in the pauses of the speech signal, is subject to small changes in short time periods. In addition, it is possible to use an extra microphone (microphones) to measure the noise.

If there is a noise near the listener's telephone, it is possible to use the Near End Listening Enhancement (NELE) method [18]. NELE is based on the measurement of the noise spectrum. Then the speech signal spectrum is modified (level is increased) so that to achieve an indispensable difference between the desired signal and the noise (Fig. 13). In the presence of noise the signal from the loudspeaker has a higher level.

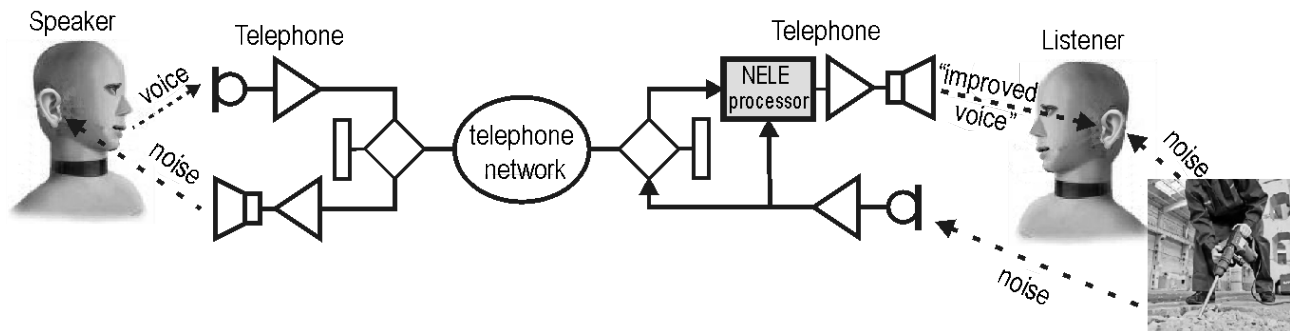


Fig. 13. Block diagram illustrating the possibility to improve the quality of voice service by using the NELE method

7. CONCLUSIONS

Voice services in mines are provided by a number of telecommunications systems, such as telephone and alarm communication systems, VoIP telephone communication systems (stationary and mobile), systems of communication with mobile terminals with the use of different radio communication protocols. The terminals of these systems work in different environments (different acoustic conditions). Currently, it is difficult to assess the quality of voice services in real working conditions of these systems.

It is necessary to adapt existing methods for voice services quality assessment to the needs of mining communication systems, with respect to acoustic conditions and structure of these systems (e.g. the presence of intrinsically safe barriers).

Echo and noise evoked by devices working near the telephone are important phenomena that impact the quality of voice services. The authors of the paper presented analogue-technique methods employed to reduce the impact of these phenomena on the quality of voice services. Additionally, the possibilities of digital techniques were presented for echo cancellation and noise reduction. This way it is possible to improve the functional parameters of communication systems elements in mines.

References

1. Apiecionek Ł.: Metoda oceny jakości transmisji głosowej w telefonii VoIP Rozprawa doktorska. (*Method for the assessment of voice transmission quality in VoIP – a doctoral thesis*). Institute of Fundamental Technical Research of the Polish Academy of Sciences, Bydgoszcz 2010.
2. CS6422. Enhanced Full-Duplex Speakerphone IC. CirrusLogic
3. Gierlich H. W., Kettler F.: Advanced speech quality testing of modern telecommunication equipment: An overview. *Signal Processing* 86 (2006) 1327–1340
4. National Institute of Telecommunications: Complex research on telecommunications systems integrated by means of the IP platform to be used by rescue services and other commercial organizations. Stage I, Warszawa 2006
5. ITU-T Recommendation P.561 In-service non-intrusive measurement device. Voice service measurements. International Telecommunication Union, July 2002.
6. ITU-T Recommendation P.563 Single-ended method for objective speech quality assessment in narrow-band telephony applications. International Telecommunication Union, May 2004.
7. ITU-T Recommendation P.800: Methods for Subjective Determination of Transmission Quality. International Telecommunication Union, August 1996.
8. ITU-T Recommendation P.832, Subjective Performance Evaluation of Hands-free Terminals, International Telecommunication Union, Geneva, 2000.
9. ITU-T Recommendation P.861. Objective quality measurement of telephone band (300-3400 Hz) speech codecs. International Telecommunication Union, February 1998.
10. ITU-T Recommendation P.861. Perceptual evaluation of speech quality (PESQ): An objective method for end-to-end speech quality assessment of narrow-band telephone networks and speech codecs. International Telecommunication Union, February 2001
11. Janicki A., Książek B., Kijewski J., Kula S.: Badanie jakości sygnału mowy w telefonii internetowej z wykorzystaniem zdań nieprzewidywalnych semantycznie (*Testing the quality of speech signal in Internet telephones with the use of semantically unpredictable sentences*). *Przegląd Telekomunikacyjny*, No 8-9/2006
12. Kobus R., Kowalewski M., Mucha B.: Jakość usługi głosowej w sieciach telekomunikacyjnych (*Quality of voice service in telecommunications networks*). *Telekomunikacja i Techniki Informacyjne*. 1-2/2010
13. Lau P.: The Lombard Effect as a Communicative Phenomenon. UC Berkeley Phonology Lab Annual Report (2008)
14. Miśkiewicz K., Wojaczek A., Dzierżko J.: Nowe elementy systemu telekomunikacyjnego HETMAN (*New elements of the HETMAN telecommunications system*). Proceedings on 36th Conference "Telecommunications and Security Systems in Mining" of the Section of Cybernetics in Mining of the Committee of Mining of the Polish Academy of Sciences. ATI 2008. Szczyrk, May 2008.
15. Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy. (*Supervision systems for underground mines and their integration. Selected issues*). A monograph. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2011.
16. Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Identification of dynamic properties of the intrinsically safe barrier for telephone system. Proceedings of IFAC Workshop Automation in Mining, Mineral and Metal Industry MMM'2006. Cracow, September 2006
17. PN-90/T-05100, Polish standard. Analogue Communication Systems. Requirements and Methods for Measurement of Logatom Intelligibility. Warszawa 1993
18. Premananda B.S., Ravisha B.: Listening Enhancement in Near End Noisy Environment for Intelligibility Improvement IRACST – International Journal of Computer Networks and Wireless Communications (IJCNWC), Vol.4, No 3, June 2014
19. Telephone Line Interface and Speakerphone Circuit. AS2522B. Data Sheet. Austria Mikrosystems.
20. Cirrus Logic. Enhanced Full-duplex Speakerphone IC CS6422

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ, ANTONI WOJACZEK
Silesian University of Technology, Department of
Electrical Engineering and Control in Mining
kmiskiewicz@polsl.pl; awojaczek@polsl.pl

Analysis of effects of coal enrichment in jigs at changing grain composition of the feed

One of the basic coal preparation processes is coal preparation in water pulsating jigs. The efficiency of coal preparation depends on the washability of the raw coal feed and the shape of partition curves which, in turn, depend on the grain composition of the feed. Thus, when the grain composition changes, it is necessary to change the partition density of the jig (by changing the reception intensity of the undersized product) [2, 6]. The authors of the article attempted to estimate, tentatively, how an on-line analysis of the feed grain composition, in technological configurations with one or two jigs that successively prepare the concentrates, can improve the preparation efficiency with respect to the dynamic properties of the jig. The jig is an inertial object with time delay – transport delay. However, preparation processes of minerals have a non-linear character [4, 12] – equivalent parameters of the object are different for positive and negative changes in the set value. Dynamic effects of preparation were presented with respect to changes in the grain composition.

Keywords: coal enrichment in jigs, grain composition of coal, on-line control, control dynamics.

1. INTRODUCTION

A coal preparation process results in different volumes and quality of products, depending on the grain composition and washability of raw coal, type of preparation operations in the coal preparation technological configuration, partition parameters of these operations, and the degree of the preparation inaccuracy. The inaccuracy of preparation is caused by a non-ideal quality of the process which results in a non-ideal shape of partition curves [7, 15] used for modelling preparation processes in gravity concentrators. The shape of the partition curves is influenced by the size of grains in jigs – the smaller are the grains, the worse is the shape of the curves as it differs more from the ideal shape. This situation results in higher inaccuracy of the enrichment process. The shape of partition curves has a direct impact on the volume and quality of concentrates.

The article is a continuation of the work [1] and, simultaneously, preliminary research on the impact of dynamic properties of jigs on preparation effects in the conditions of the changing grain composition of the feed. Dynamic effects of preparation were compared. In

addition, the reaction of the preparation system was assessed with respect to control changes in the case of simulated changes of the grain composition of raw coal. Further, more diverse cases of the grain composition changes in different technological configurations will be taken into account. The objective of the works undertaken by the Department of Electrical Engineering and Control in Mining is visual on-line identification of changes in the grain composition [8, 9]. This way it will be possible to force partition density changes in direct control systems (with the use of optimization layers, supervisory control [16] and adaptive regulation algorithms. The changes will be forced in such a way that the quality of the concentrate will be stabilized, which should result in a higher production value.

2. ANALYZED TECHNOLOGICAL CONFIGURATIONS

The work [10] features the influence of grain composition changes on enrichment effects in a single jig and in parallel enrichment configurations of two and

three jigs. While [1] presents the effects in two configurations of successive enrichment in two and three jigs, in which temporary concentrates are prepared again, as well as in a configuration with the temporary product recirculation. The presented analyses referred to static states only and did not take into account temporary states during control changes in the configuration. Here the authors presented the impact of grain composition changes on selected

control quality indicators at the PI controller settings selected by means of two methods.

Figure 1 features two technological configurations to which preparation and control prognoses refer. The considered configuration with one jig (1 os.) is treated as a reference configuration (similarly to [1, 10, 15]); the second configuration is a configuration for successive preparation in two jigs (2 os.).

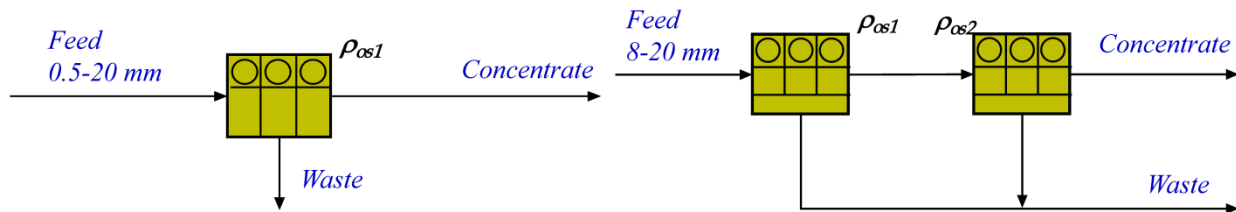


Fig. 1 Analyzed preparation configurations

Nowadays the concentrate quality is determined by on-line measurement of ash content and the result of this measurement is used to correct the partition density – this is the basic method to stabilize the concentrate quality. Partition density is understood as the fraction density of the enriched coal, passing one half to the concentrate and the other half to the waste.

As for the enrichment process in jigs, the term of partition density is a theoretical one. The basic parameter which impacts the partition density in a jig is the flow efficiency of the undersized product [3]. Instead of the partition density it is necessary to determine the density of the partition layer of enriched products [4]. In practical applications the position of the layer of the set-density material is determined by means of a float which is a sensor in the control system of the undersized product reception. In the latest systems for controlling jigs operations an isotope density meter is installed in the enriched-products reception zone. The meter is used to correct measurement errors of the float when the jig operations are unstable [3]. Still, due to the character of this paper whose objective is to present potential effects of control with the use of the on-line analysis of grain composition, it is justifiable to use the theoretical term of partition density¹.

Figure 2 features a block diagram with a control system of one jig or two jigs that successively enrich the concentrates. The visual analysis system provides information about the current grain composition of the feed [8, 9]. In the supervisory control system the optimal partition density ρ_{opt} (dependent

on the grain composition) is selected for the set ash content in the concentrate. At the same time, based on the measurement of ash content in the concentrate A_k , the controller changes the flow efficiency of the undersized product. This operation results in a changed value of the partition density in one jig or two jigs. It is important to note that in successive enrichment systems of two (or three) concentrators the optimal partition density values in particular concentrators are always identical. Thanks to this, the enrichment inaccuracy takes its minimal value, while the shape of partition curves is as close to the ideal one as possible [15].

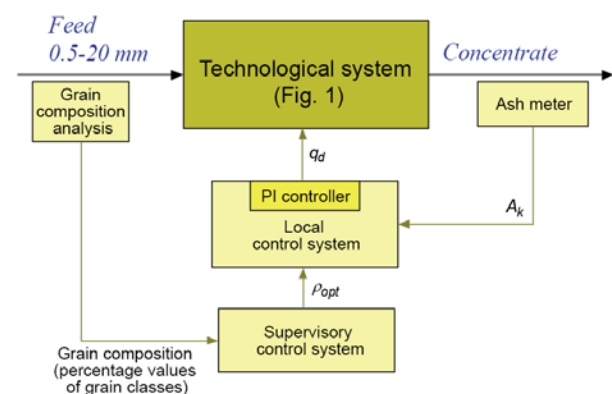


Fig. 2. Block diagram of a control system for one of two jigs (as in Fig. 1)

Taking into consideration the on-line analysis of a feed grain composition would cause a much faster reaction of a control systems, even few minutes faster when compared to the basic way – only with the usage of an ashmeter. As an effect of faster control changes the final concentrates quality parameters

¹ In the case of possible practical applications with the use of the analysis system of grain composition, the partition density will be replaced by the partition layer density of enriched products or some research will be conducted about the correlation between these quantities.

should become more stable, what should influence the increase of the product value.

The characteristics of low- washability raw coal were adopted for simulation calculations. Table 1 features the characteristics of the grain composition, while Table 2 – washability characteristics, i.e. density- and quality-based washability, the same for all grain classes.

Table 1
Characteristics of feed grain composition of raw coal

Class number	Grain sizes mm	Percentage values of feed grain classes %
1	0.5 – 1	35
2	2 – 5	30
3	8 – 20	35

Density and quality characteristics of the feed (0.5-20 mm)

Fraction density g/cm ³	Fraction yield %	Ash content %	Total sulphur content %	Calorific value kJ/kg
< 1.30	12.15	4.67	0.84	30,680
1.30-1.35	17.96	7.40	0.86	29,630
1.35-1.40	10.95	10.99	0.97	27,300
1.40-1.50	8.47	17.92	1.10	25,750
1.50-1.60	7.43	26.61	1.24	22,550
1.60-1.70	7.02	35.81	1.25	19,160
1.70-1.80	3.95	43.81	1.13	16,220
1.80-1.90	4.04	51.03	1.12	13,560
1.90-2.00	2.57	57.08	1.39	11,330
> 2.00	25.45	75.84	2.75	4,420
Razem	100.00	33.67	1.46	19,960

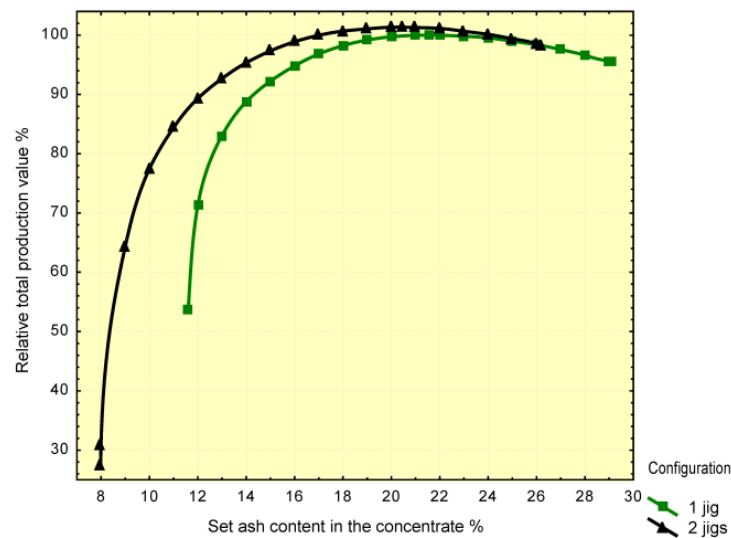


Fig. 3. Relative maximal value of the final concentrate production for the whole achievable range of ash content

3. COMPARATIVE ANALYSIS OF ENRICHMENT EFFECTS

For the purpose of a jig coal enrichment effects forecasting, different models of separation curves (identified for different grain classes) were used [7]. Figure 3 presents maximal, achievable production

values in the conditions of a stable grain composition of the feed, at different set qualities of concentrates [1, 15]. In optimization calculations the production maximization algorithm of the set quality was applied [15]. The configuration with one jig is a reference configuration, therefore the maximal production value that can be achieved in this configuration has the relative value of 100% assigned.

3.1. Changes in grain composition of raw coal

The washability, grain composition and flow efficiency of raw coal are variable parameters. If the feed, which is to be delivered to the coal preparation plant, is in the buffer container, the flow intensity is stabilized and quality parameters are somehow averaged. The article gives the prognoses how the changes impact only the grain composition, at the assumption that washability and constant intensity characteristics are unchanged [13, 14]. It was assumed that the changes in the grain composition are based on changes in the shares of particular grain classes in raw coal. For this reason, the feed was divided into two feeds, N1 and N2, with different grain compositions (Table 3) but the same washability characteristics (Table 2).

Table 3
Characteristics of grain composition of N1 and N2 feeds

Class number	Grain sizes mm	Percentage values of the feed grain classes %	
		N1	N2
1	0.5 – 1	0	70
2	2 – 5	30	30
3	8 – 20	70	0

In order to examine the impact of the grain composition changes it was assumed that the feed consists of two feeds, N1 and N2 (Table 3). These two feeds are always mixed in such proportions that their total share is equal to 100% [1, 15]. The increase in the N1 share from 0% to 100% results in simultaneously

decreasing share of N2 from 100% to 0%. If the shares of both feeds are 50%, the shares of all three grain composition classes are approximately the same – such as in Table 1. This case reflects the initial situation and is treated as enrichment with undisturbed grain composition. As the washability characteristics are the same for all grain composition classes (Table 2), the changes of N1 and N2 shares result in changes of the grain composition only, not in the washability curves [1].

The results of all above mentioned simulation prognoses were achieved at a constant total weight of both feeds but at changing volumes of shares of N1 and N2. The increase in the N1 share (with the simultaneous decrease of the N2 share) results in a larger volume of the biggest, more thoroughly prepared grains (class 3) and, at the same time, a smaller volume of the finest grains (class 1) which are prepared with less accuracy. The share of medium-size grains (class 2) remained unchanged in all cases. With the increasing share of N1 and the decreasing one of N2, it is possible to observe improvement in the grain composition of the feed, meaning that the enrichment accuracy is better. Further in the article, the changes of the grain composition should be understood as the changes of mutual shares of the N1 and N2 feeds [1].

Figure 4 illustrates the impact of the N1 and N2 feeds shares on the ash content in the concentrate at unchanged, optimum partition densities adopted for equal shares of N1 and N2 (with no disturbances in the grain composition), at the set ash content in the concentrate equal to 13%. The changes in the N1 share within the range 0÷100% result in simultaneous changes of the N2 share in the range 100÷0%.

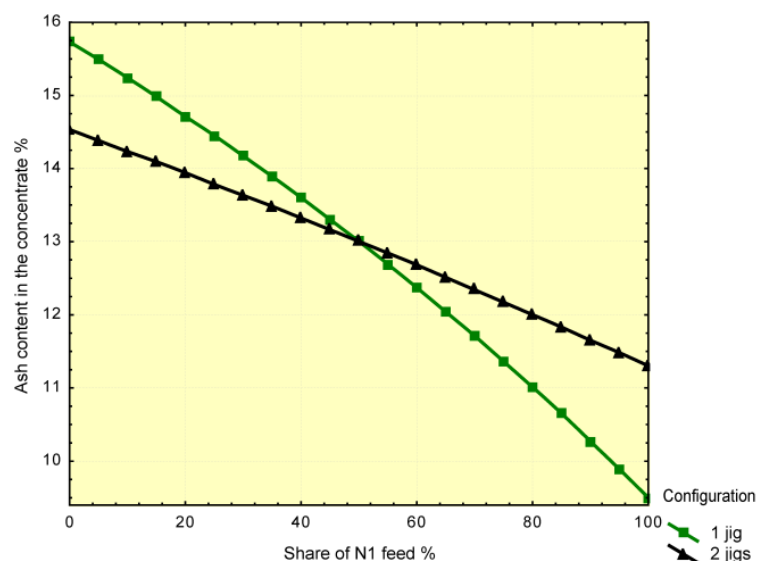


Fig. 4. Ash content in the concentrate according to configurations from Fig. 1, at different proportions of N1 and N2 feeds; $A_{\text{rad}} = 13\%$

3.2. Comparison of dynamic effects of preparation at changes of grain composition

In technological systems for hard coal preparation the quality of the concentrate is determined by means of on-line measurements of ash content in the concentrate. As the enrichment process conducted in a jig is sensitive to changes in the raw coal grain composition (Fig. 4), it is recommended to have a quick reaction of jig operations control systems to these changes. Certainly, the result of ash content measurement in the concentrate is a reliable information to work out the partition density changes. However, the information is delayed by a few minutes due to the transport time of the prepared material in jigs and on screens. Therefore, the use of the on-line analysis of the feed to be prepared enables the control systems to react a few minutes more quickly, to the changes in the grain composition. The increasing production values determined in the works [1, 10] refer to the comparison of the production value in the systems without the grain composition analysis with those that employ on-line analysis of the grain composition. These results were achieved for static states, with respect to the transport time of prepared coal in one jig (2 min), but excluding the inertia of the jigs and control systems.

In order to make a comparative analysis of dynamic effects of enrichment, a jig model was adopted as an inertial object with time delay, described in [2, 19]. The object parameters for positive (increasing share of the N1 feed) and negative (decreasing share of the N2 feed) changes of the input signal were selected on the basis of the work [5]. The comparison concerned the effects of control systems operation in technological configurations with one or two jigs.

The adopted control algorithm was the increasing PI controller, described by the following formulas:

$$u[n] = u[n-1] + \Delta u[n] \quad (1) \text{ Błąd! Nie zdefiniowano zakładki.}$$

$$\Delta u[n] = k_p \left\{ e[n] - e[n-1] + \frac{T_s}{T_i} e[n] \right\} \quad (2) \text{ Błąd! Nie zdefiniowano zakładki.}$$

where:

u – control signal,

e – control error,

k_p – controller gain,

T_s – sampling period, $T_s = 1$ s

T_i – controller integration time.

In both technological configurations the authors adopted the grain composition changes expressed as percentage shares of two feeds, N1 and N2, with different grain compositions – presented in Table 4.

The reaction to the changes in the feed grain composition should come from control systems (optimization layers, supervisory control and direct control

[16, 18]) and, as a result of that, these systems should enforce proper changes in the partition density.

Table 4
Changes in the feed grain composition

No	Feed shares	
	N1	N2
1.	50%→75%	50%→25%
2.	50%→100%	50%→0%
3.	25%→50%	75%→50%
4.	100%→50%	50%→100%
5.	75%→50%	25%→50%
6.	50%→25%	50%→75%

It was assumed that ash content in concentrates from both technological configurations $A_k = 13\%$. Using the production maximization algorithm of the set quality [15], optimal partition densities in the jigs were determined, at different shares of the N1 and N2 feeds. The changes in partition density, necessary to re-achieve the set ash content in concentrates (13%), are presented in Table 5 (for the configuration with one jig) and in Table 6 (for the configuration with two jigs).

Table 5
Required changes in partition density in a one-jig configuration

Change of grain composition (like in Table 4)	ρ_{os1} g/cm ³
1.	1.541→1.630
2.	1.541→1.710
3.	1.425→1.541
4.	1.710→1.541
5.	1.630→1.541
6.	1.541→1.425

Table 6
Required changes in partition density in a two-jig configuration

Change of grain composition (like in Table 4)	ρ_{os1} g/cm ³	ρ_{os2} g/cm ³
1.	1.701→1.739	1.700→1.739
2.	1.701→1.779	1.700→1.779
3.	1.664→1.701	1.663→1.700
4.	1.779→1.701	1.779→1.700
5.	1.739→1.701	1.739→1.700
6.	1.701→1.664	1.700→1.663

For the given partition density changes, the controller settings were adopted according to two methods:

- direct method with the condition of the phase margin, described in [11];

B. modified method, in which the gain of the controller is bigger by a half and simulations are re-calculated for the same changes in the grain composition.

Based on the achieved flows, the control quality indicators were determined, described in the standard [17]:

- setting (control) time;
- rise time
- integral square error (ISE).

Table 7 features the values of the controller settings and the three above mentioned control quality indica-

tors in both analyzed configurations, with the use of the A and B methods. The reference value (100%) corresponds to the integral square error (ISE) for the case when the share of the N1 feed increases from 50% to 100% in the configuration with one jig.

Figures 5 and 6 present relative values of the integral square error for a change in the grain composition. Figure 3 illustrates the values for N1 changing from 50% to 100%, while Figure 6 – for the same feed changing from 100% to 50%.

Table 7

Settings and control quality indicators for the considered configurations

Change of grain composition (like in Table 4)	Configuration	k_p	T_i s	Control time s	Rise time s	ISE %
Settings adopted according to the adoption method A						
1.	1 jig	195	30	194	70	117
1.	2 jigs	195	30	380	140	43
2.	1 jig	195	30	200	71	100
2.	2 jigs	195	30	388	140	43
3.	1 jig	195	30	196	71	199
3.	2 jigs	195	30	384	140	43
4.	1 jig	208	10	26	8	85
4.	2 jigs	208	10	52	16	36
5.	1 jig	208	10	25	7	99
5.	2 jigs	208	10	52	16	36
6.	1 jig	208	10	26	8	167
6.	2 jigs	208	10	52	16	36
Modified settings –method B						
1.	1 jig	292,5	30	230	32	96
1.	2 jigs	292,5	30	376	82	35
2.	1 jig	292,5	30	247	47	75
2.	2 jigs	292,5	30	374	82	35
3.	1 jig	292,5	30	235	34	96
3.	2 jigs	292,5	30	374	82	35
4.	1 jig	312	10	42	4	82
4.	2 jigs	312	10	48	10	35
5.	1 jig	312	10	43	5	96
5.	2 jigs	312	10	48	12	35
6.	1 jig	312	10	42	5	163
6.	2 jigs	312	10	48	10	35

4. CONCLUSIONS

Based on the conducted simulation analyses it can be concluded that:

- better enrichment effects are achieved with the configuration of two jigs which prepare the material successively;

- control time indicators in the configuration with two jigs have higher values than in the case with one jig; this is caused by the use of two machines with similar parameters, resulting in longer time of the preparation process;
- the value of the integral square error for the changes in the set density partition is significantly lower for two jigs than for one jig;

- the described modification of the controller settings (method B) causes slight increase of control time but, at the same time, shorter rise time; the value of the integral square error decreases significantly only in case of positive changes in the set partition density;
- the presented results allow to undertake work on determining how the changes in the feed grain composition impact the dynamic parameters of a jig and a set of jigs as control objects; at the same time, they allow to start working on the preparation of an adaptive algorithm for pulsating jigs control.

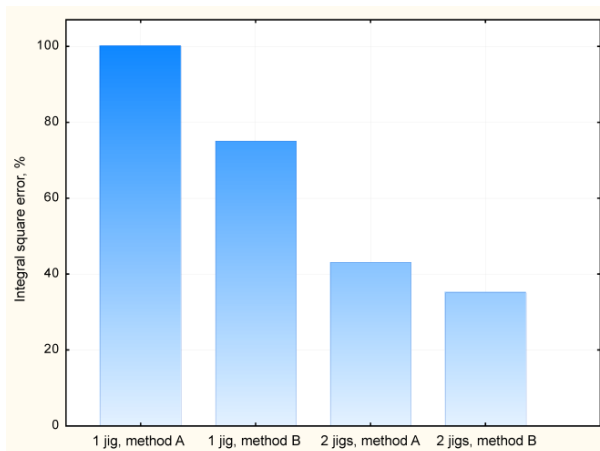


Fig. 5. Values of integral square error for NI share change of 50%→100%

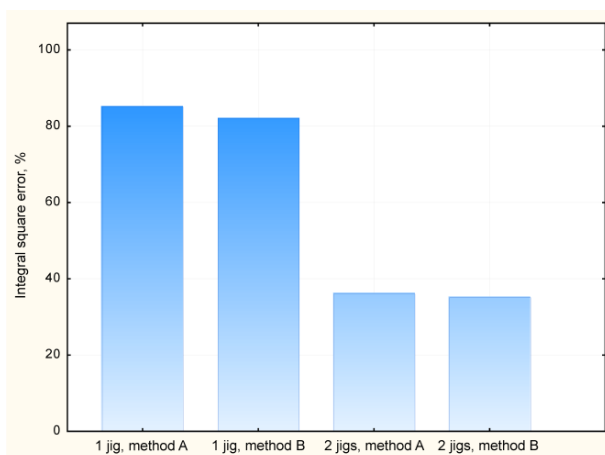


Fig. 6. Values of integral square error for NI share change of 100%→50%

References

1. Boron S., Heyduk A., Pielot J.: *Application of on-line visual analysis of feed particle size distribution to the multiple coal enrichment systems – evaluation of economic efficiency*. Proceedings of 19th International Conference: Mineral Engineering Conference MEC 2014, Istebna, 15-18 September 2014.
2. Boron S., Pielot J., Wojaczek A.: *Coal cleaning in jig systems – profitability assessment*, Mineral Resources Management, 30(2), 2014, pp. 67-82.

3. Cierpisz S.: *Automatic regulation of coal preparation in jigs* (Automatyczna regulacja procesu wzbogacania węgla w osadzarkach). Silesian University of Technology Press, Gliwice 2012.
4. Cierpisz S.: *Coal production maximization in gravity coal enrichment process control units* (Maksymalizacja produkcji w układach sterowania procesami grawitacyjnego wzbogacania węgla). Proceedings of EMTECH 2016 Conference, Katowice, 2016, pp. 206-212.
5. Cierpisz S., Kaula R.: *Selection of regulator parameters for an inertial object with time delay exemplified on a pulsating jig* (Dobór parametrów regulatora dla obiektu inercyjnego z opóźnieniem na przykładzie osadzarki pulsacyjnej). Mechanizacja i Automatykacja Górnicwa, 3 (517), 2014, pp. 5-13.
6. Głowiak S.: *Impact of the feed grain composition on the efficiency of preparation in a jig* (Wpływ składu ziarnowego nadawy na skuteczność wzbogacania w osadzarce). Proceedings of the 15th Conference of Minerals Processing Automation, Szczyrk, 2-4 June 2009, pp. 37-50.
7. Goodman F., McCreery J.: *Coal Preparation Computer Model*. v.I. U.S. Environmental Protection Agency, Washington 1980.
8. Heyduk A.: *Topographic analysis of two-dimensional images of grains* (Topograficzna analiza dwuwymiarowych obrazów materiału ziarnistego). Mechanizacja i Automatykacja Górnicwa, 2 (456), 2009, pp. 5-10.
9. Heyduk A.: *Non-segmentic methods of visual assessment of grain composition* (Teksturalne (niesegmentacyjne) metody wizyjnej oceny składu ziarnowego). Mechanizacja i Automatykacja Górnicwa, 3 (469), 2010, pp. 16-24.
10. Heyduk A., Pielot J.: *Economical Efficiency Assessment of an Application of On-line Feed Particle Size Analysis to the Coal Cleaning System in Jigs*. Inżynieria Mineralna – Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 2(34), 2014, pp. 217-228.
11. Kaula R.: *Selection of PI regulator settings in the regulation of coal preparation processes* (Dobór nastaw regulatora PI w układach regulacji procesów wzbogacania węgla). Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 31(1), 2015, pp. 141-154.
12. Kaula R., Pielucha W.: *Układ regulacji procesu produkcji mieszanek węgla z regulatorem cyfrowym – studium przypadku*. (Regulation system for coal mixtures production with a digital regulator – case study). 3rd Polish Mining Congress, Wrocław 2015.
13. Pielot J.: *An analysis of effects of coal jiggling after changes in the grain composition of a feed*. Archives of Mining Sciences, 55(4), 2010, pp. 827-846.
14. Pielot J.: *Wpływ zmian składu ziarnowego nadawy na efekty wzbogacania węgla w układach osadzarek*. (The impact of changes in the feed grain composition on coal preparation in jigs). Mechanizacja i Automatykacja Górnicwa, 10 (488), 2011, pp. 32-39.
15. Pielot J.: *Wielokryterialna optymalizacja produkcji układów technologicznych grup wzbogacalników grawitacyjnych* (Multi-criteria method of production optimization in technological systems of gravitational separators groups). Silesian University of Technology Press, Gliwice 2011.
16. Pielot J.: *Wybrane zagadnienia hierarchicznego sterowania i zarządzania w zakładzie przeróbki węgla – cz.I*. (Selected issues of hierarchical control and management in a coal preparation plant – part 1). Mechanizacja i Automatykacja Górnicwa, 3 (517), 2014, pp. 37-44.
17. PN-88/ M-42000: *Automatyka i pomiary przemysłowe. Terminologia*. (Automation and industrial measurements).
18. Tatjewski P.: *Sterowanie zaawansowane obiektów przemysłowych. Struktury i algorytmy*. (Advanced control of industrial objects. Structures and algorithms). Akademicka Oficyna Wydawnicza EXIT, Warszawa 2002.
19. Trybalski K.: *Analiza właściwości dynamicznych procesów i układów technologicznych przeróbki surowców mineralnych*. (Analysis of dynamic properties of technological processes and systems in mineral processing). Rozprawy Monografie No 83, UW AGH, Kraków 1999.

JOACHIM PIELOT
WOJCIECH PIELUCHA
Silesian University of Technology
joachim.pielot@polsl.pl;

Wpływ zapadów napięcia na pracę silnika synchronicznego dużej mocy z regulatorem mocy biernej

W artykule przedstawiono wpływ zapadów napięcia na pracę silnika synchronicznego w stanie synchronizmu. Wyznaczono charakterystyki statyczne kąta mocy w zależności od napięcia zasilania oraz prądu wzbudzenia dla silnika dużej mocy typu GAe-1716t/01. Zaprezentowano wyniki badań symulacyjnych stanów dynamicznych. Rozpatrzono zasadność forsowania prądu wzbudzenia podczas zapadów napięcia w celu utrzymania silnika w stanie pracy synchronicznej.

Słowa kluczowe: silnik synchroniczny, kompensacja mocy biernej, zapad napięcia

1. WSTĘP

W przemyśle górnym silniki synchroniczne dużej mocy wykorzystuje się przeważnie do napędzania wentylatorów głównych przewietrzania dołu kopalni. Zazwyczaj silniki te zasilane są bezpośrednio z szyn rozdzielni 6 kV, chociaż coraz częściej spotyka się układy zasilane za pośrednictwem falowników. Przy zasilaniu bezpośrednim, jako silniki napędowe wykorzystuje się silniki z biegunami jawnymi ze względu na możliwość rozruchu asynchronicznego. W stanie ustalonym silnik pracuje z prędkością synchroniczną wynikającą z częstotliwości napięcia zasilającego, a regulację wydajności wentylacji realizuje się poprzez odpowiednie ustawienie kłap układu kierowniczego. Przerwa w pracy wentylatora trwająca co najmniej 20 minut skutkuje wstrzymaniem robót i wyprowadzeniem załogi w kierunku szybów wdechowych lub na powierzchnię [8]. Ważne jest więc, aby system wentylacji działał niezawodnie, czego kluczowym elementem jest poprawna praca silnika napędzającego wentylator.

Jednym ze zjawisk mogących przyczynić się do nieprawidłowej pracy wentylatora jest zapad napięcia zasilającego silnik napędowy. Tego typu zjawisko może doprowadzić do wypadnięcia silnika z pracy synchronicznej i w konsekwencji wyłączenia awaryjnego wentylatora.

Niedociążone silniki synchroniczne często wykorzystuje się jako regulowane kompensatory mocy

biernej, zarówno lokalnie, jak i w układach z nadzrędnym zadawaniem mocy biernej [3, 4]. Regulacja mocy biernej odbywa się poprzez zmianę prądu w uzwojeniu wzbudzenia silnika.

Celem przeprowadzonych badań była analiza wpływu zapadu napięcia na pracę napędu przy realizacji procedur kompensacji mocy biernej oraz ocena możliwości utrzymania silnika w synchronizmie poprzez forsowania prądu wzbudzenia. W badaniach rozpatrzone zostały tylko zapady symetryczne.

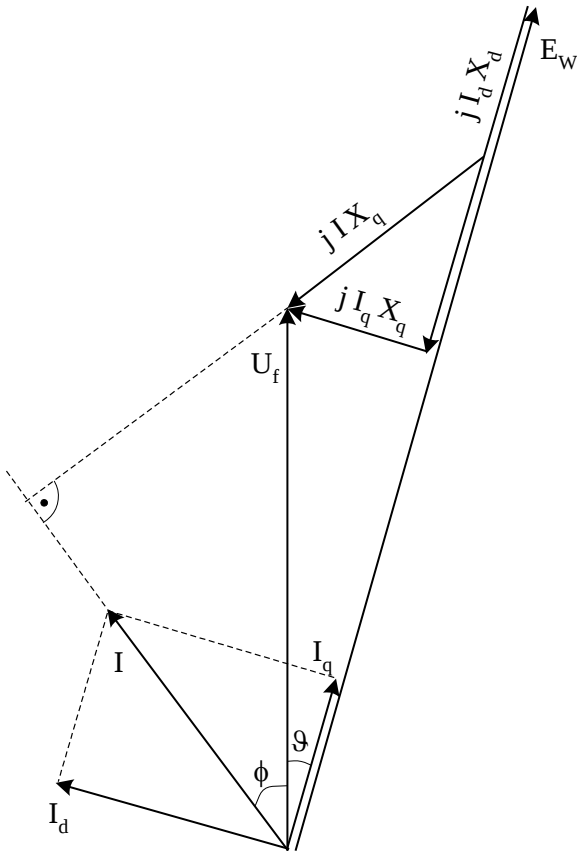
2. PRACA SYNCHRONICZNA SILNIKA JAWNOBIEGUNOWEGO

W silnikach synchronicznych z biegunami jawnymi uzwojenie wzbudzenia nawinięte jest na biegunach wirnika (magneśnicy). Rdzeń wirnika zawiera lite elementy obwodu magnetycznego (nabiegunniki) i jest symetryczny względem osi biegunów jawnych oznaczanej jako oś d oraz względem osi podłużnej oznaczanej jako oś q , prostopadłej do osi d . Reaktancja synchroniczna w obu osiach ma różne wartości, co pozwala na uzyskanie momentu rozruchowego przy rozruchu bezpośrednim z sieci zasilającej.

W stanie pracy synchronicznej przy obciążeniu silnika momentem hamującym (mocą czynną) oś wirnika nie pokrywa się z osią pola wirującego wytwarzanego przez uzwojenia stojana (twornika), lecz

jest przesunięta o kąt ϑ zwany kątem mocy lub kątem obciążenia. Siły działające pomiędzy biegunami wywołują moment mechaniczny, który przeciwstawia się momentowi hamującemu. Zmiany obciążenia nie powodują zmian prędkości obrotowej wirnika, a jedynie zmianę opóźnienia wirnika względem pola wirującego wytwarzanego przez stojan maszyny. Po przekroczeniu maksymalnej dopuszczalnej wartości kąta mocy silnik wypada z synchronizmu [1, 2, 5, 6, 7].

Na rys. 1. przedstawiono wykres wskazowy silnika synchronicznego z biegunami jawnymi w układzie współrzędnych dq z pominięciem strat w uzwojeniu stojana.



Rys. 1. Wykres wskazowy silnika synchronicznego z biegunami jawnymi [opr. wł.]

Znamionowy kąt mocy ϑ_N można wyznaczyć na podstawie zależności [2, 7]

$$\vartheta_N = \arcsin \frac{I_N \cdot X_q \cdot \cos \varphi_N}{\sqrt{U_{fN}^2 + 2 \cdot U_{fN} \cdot I_N \cdot X_q \cdot \sin \varphi_N + I_N^2 \cdot X_q^2}} \quad (1)$$

gdzie:

- I_N – znamionowy prąd stojana,
- U_{fN} – znamionowe napięcie fazowe,
- $\cos \varphi_N$ – znamionowy współczynnik mocy,
- X_d – reaktancja rozproszenia w osi d ,
- X_q – reaktancja rozproszenia w osi q .

Moc czynna pobierana przez silnik w stanie pracy synchronicznej opisana jest zależnością

$$P = m \left(\frac{U_f E_w}{X_d} \sin \vartheta + \frac{1}{2} U_f^2 \left(\frac{1}{X_q} - \frac{1}{X_d} \right) \sin(2\vartheta) \right), \quad (2)$$

gdzie:

m – liczba faz,

U_f – napięcie fazowe,

ϑ – kąt mocy,

E_w – siła elektromotoryczna indukowana w uzwojeniu twornika.

Siła elektromotoryczna indukowana w uzwojeniu twornika wyrażona jest zależnością

$$E_w = \frac{I_w}{k_w}, \quad (3)$$

gdzie:

I_w – prąd wzbudzenia,

k_w – stała związana z konstrukcją silnika.

Moment M rozwijany przez silnik można wyznaczyć na podstawie zależności

$$M = \frac{P}{\omega_l}, \quad (4)$$

w której ω_l w stanie pracy synchronicznej jest równa prędkości kątowej ω_N wyrażonej wzorem

$$\omega_N = \frac{2\pi f_N}{p}, \quad (5)$$

gdzie:

f_N – częstotliwość znamionowa napięcia zasilającego,

p – liczba par biegunów magnetycznych.

Z zależności (2) (3) oraz (4) wynika, że na kąt mocy wpływ ma obciążenie silnika mocą czynną (proporcjonalną do momentu obciążenia), a także wartość napięcia zasilania oraz wartość prądu wzbudzenia.

Bezpieczna praca silnika w stanie synchronizmu możliwa jest tylko w ograniczonym zakresie kąta mocy. Producenci silników zalecają, aby pracowały one z kątem mocy nie większym od wartości znamionowej. Praca z większym kątem mocy może prowadzić do niestabilnego działania silnika, szczególnie w stanach nieustalonych. W praktyce silniki synchroniczne posiadają pewien zapas kąta mocy umożliwiający stabilną pracę synchroniczną.

Moc bierną wytwarzaną lub pobieraną przez silnik można wyznaczyć na podstawie zależności

$$Q = \begin{cases} -3U_f \sqrt{I^2 - I_p^2}, & \text{dla } \vartheta < \vartheta_0 \\ 3U_f \sqrt{I^2 - I_p^2}, & \text{dla } \vartheta \geq \vartheta_0 \end{cases} \quad (6)$$

gdzie:

I – prąd stojana,

I_p – prąd czynny,

ϑ_0 – kąt mocy przy pracy z $\cos\varphi=1$.

Prąd czynny I_p opisany jest zależnością

$$I_p = \frac{P}{3U_f}, \quad (7)$$

natomiast prąd stojana I zależnością

$$I = \sqrt{I_d^2 + I_q^2}, \quad (8)$$

gdzie:

I_d – prąd w osi d w postaci

$$I_d = \frac{E_w - U_f \cos \vartheta}{X_d}, \quad (9)$$

I_q – prąd w osi q w postaci

$$I_q = \frac{U_f \sin \vartheta}{X_q}. \quad (10)$$

Na podstawie (6) (9) oraz (10) można zauważyć, że nadążna kompensacja mocy biernej z wykorzystaniem silnika synchronicznego może prowadzić do zmian kąta mocy przy niezmienionym momencie obciążenia.

Wykorzystanie silnika jako sterowanego kompensatora mocy biernej możliwe jest tylko w przypadku, gdy jest on obciążony momentem mniejszym od wartości znamionowej. W wielu napędach przemysłowych silniki synchroniczne pracują z momentem obciążenia znacznie mniejszym od znamionowego. Typowe obciążenie silnika napędzającego wentylator przewie-

trzenia dołu kopalni z reguły nie przekracza 60% jego mocy znamionowej. Takie obciążenie pozostawia niezbędny margines bezpieczeństwa kąta mocy podczas zapadów napięcia zasilającego.

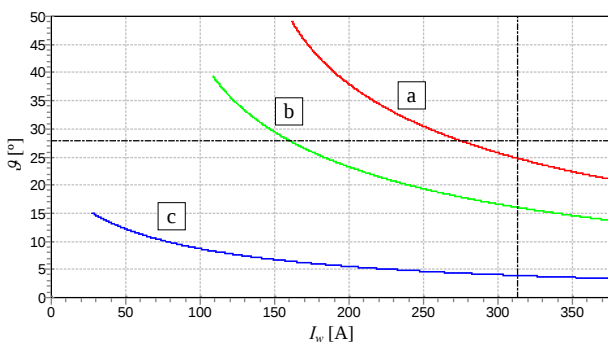
Niedociążone silniki synchroniczne wykorzystywane jako kompensatory mocy biernej wyposażone są w układy regulacji prądu w obwodzie wzbudzenia [4]. Obniżenie prądu wzbudzenia skutkuje zwiększeniem wartości kąta mocy, co podczas zapadu napięcia może doprowadzić do wypadnięcia silnika z synchronizmu.

Częstą praktyką podczas zapadów napięcia jest realizacja procedury forsowania prądu wzbudzenia w celu zmniejszenia kąta mocy. Forsowanie przeprowadzane jest do czasu powrotu napięcia zasilania do założonej wartości, maksymalnie przez kilka sekund. Ze względu na straty w uzwojeniu wzbudzenia podczas przepływu prądu o wartości większej od znamionowej nie stosuje się dłuższych czasów forsowania. Po przekroczeniu dopuszczalnego czasu forsowania wzbudzenia silnik jest wyłączany awaryjnie.

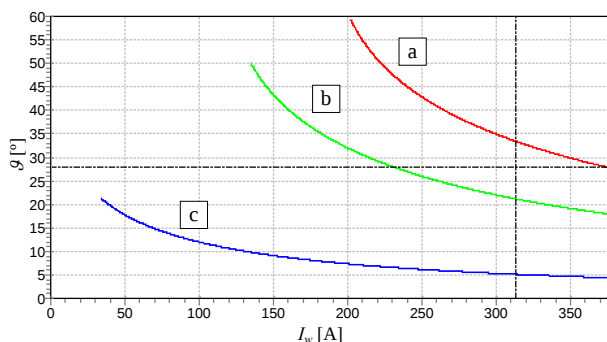
3. OBIEKT BADAŃ

Obiektem badań był silnik synchroniczny jawno-biegunowy typu GAe-1716t/01 o danych znamionowych przedstawionych w tab. 1.

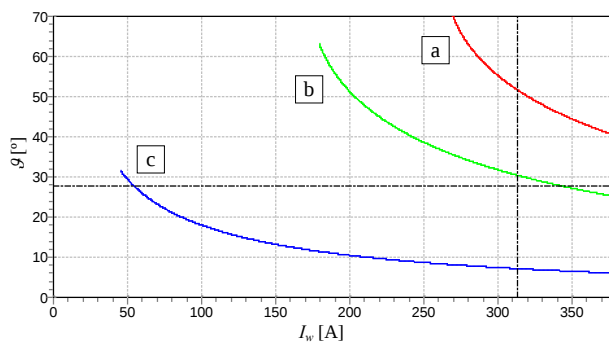
Na podstawie zależności (1) wyznaczono znamionowy kąt mocy $\vartheta_N = 22,9^\circ$. Na rys. 2-7. przedstawiono charakterystyki statyczne kąta mocy w zależności od obciążenia mocą czynną, napięcia zasilania i prądu wzbudzenia, wyznaczone analitycznie. Badany zakres prądu wzbudzenia został zwiększony do wartości 1,2 I_{wN} ze względu na założoną możliwość forsowania prądu wzbudzenia podczas zapadu napięcia zasilającego stojan silnika. Linia przerywaną oznaczono znamionowy prąd wzbudzenia i znamionowy kąt mocy.



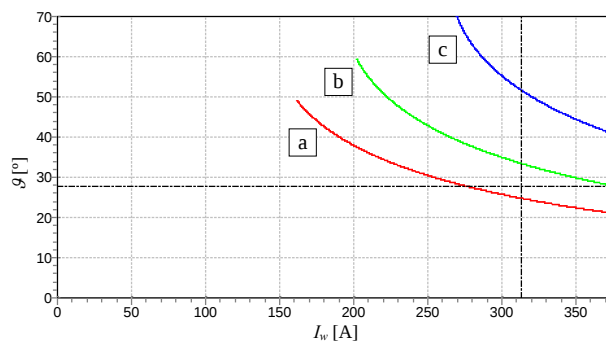
Rys. 2. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $U=U_N$: a) $P=0,9P_N$, b) $P=0,6P_N$, c) $P=0,15P_N$



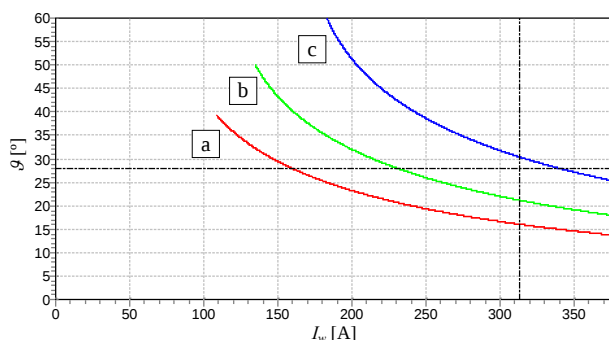
Rys. 3. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $U=0,8U_N$: a) $P=0,9P_N$, b) $P=0,6P_N$, c) $P=0,15P_N$



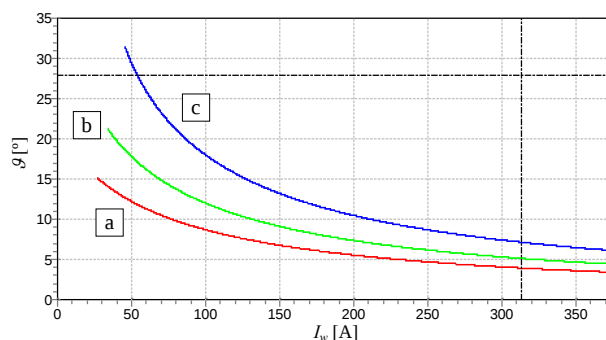
Rys. 4. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $U=0,6U_N$: a) $P=0,9P_N$, b) $P=0,6P_N$, c) $P=0,15P_N$



Rys. 5. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $P=0,9P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0,8U_N$, c) $U=0,6U_N$



Rys. 6. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $P=0,6P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0,8U_N$, c) $U=0,6U_N$



Rys. 7. Zależność kąta mocy ϑ od prądu wzbudzenia I_w dla $P=0,15P_N$: a) $U=U_N$, b) $U=0,8U_N$, c) $U=0,6U_N$

Tabela 1.

Dane znamionowe silnika GAe-1716t/01

Moc znamionowa (mechaniczna)	P_{mN}	3150 kW
Moc czynna	P_N	3274 kW
Napięcie stojana	$U_{N(Y)}$	6000 V
Prąd stojana	I_N	350 A
Napięcie wzbudzenia	U_{wN}	90 V
Prąd wzbudzenia	I_{wN}	313 A
Współczynnik mocy	$\cos\varphi_N$	0,9 poj.
Prędkość obrotowa	n_N	375 obr/min
Częstotliwość	f_N	50 Hz

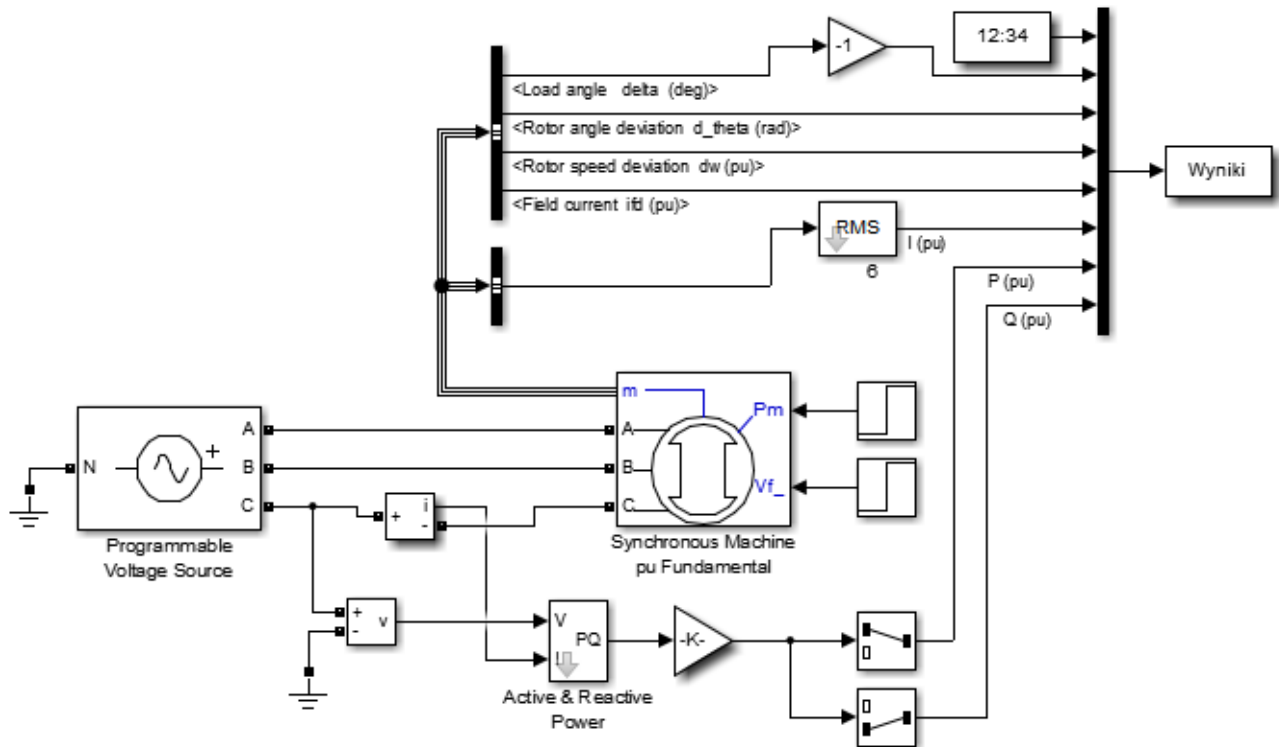
Zakładając pracę napędu przy obciążeniu $0,6 P_N$ oraz ograniczenie kąta mocy do wartości znamionowej, na podstawie charakterystyk statycznych wyznaczono zakres regulacji prądu wzbudzenia od wartości $0,51 I_{wN}$ (160 A) do wartości I_{wN} (313 A).

4. STANY DYNAMICZNE PODCZAS ZAPADU NAPIĘCIA

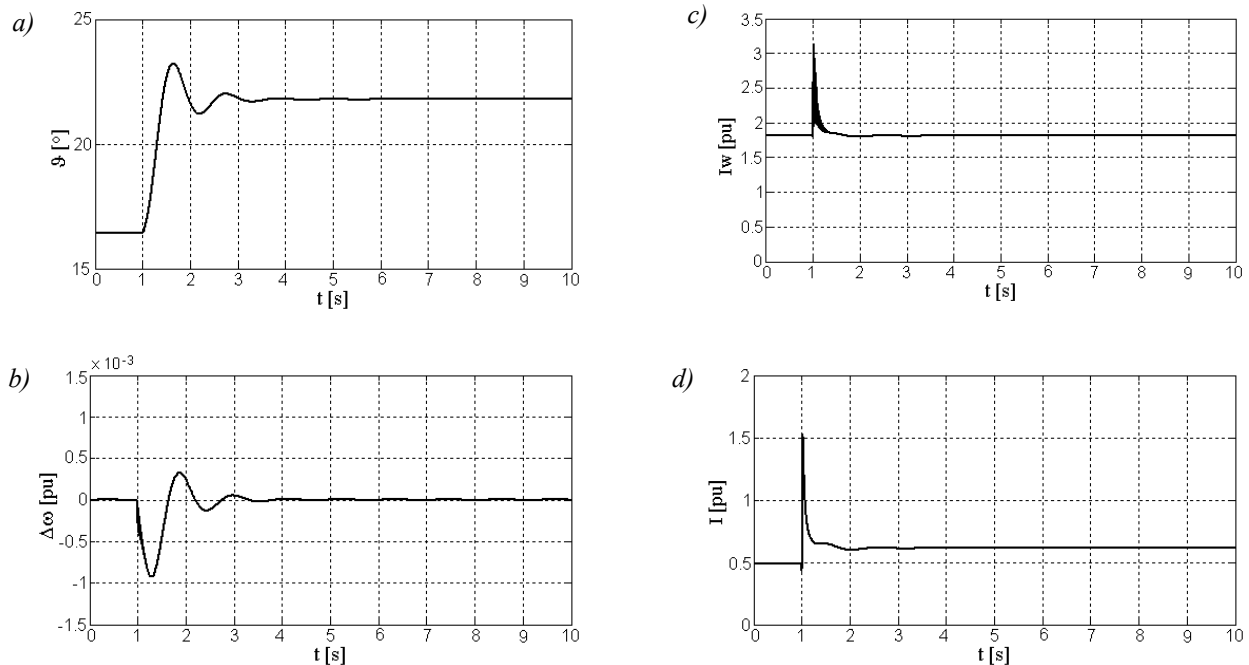
W celu określenia zachowania silnika w stanach dynamicznych przeprowadzono badania symulacyjne w programie Matlab-Simulink.

Model symulacyjny przedstawiono na rys. 8. Uwzględniono w nim powiększony moment bezwładności odpowiadający układowi napędowemu wentylatora WPK-5.3, wynoszący 40000 kgm^2 .

Na rys. 9-10. przedstawiono wyniki badań symulacyjnych stanów dynamicznych przy skokowej zmianie napięcia zasilania do wartości $0,8 U_N$ w trakcie pracy synchronicznej dla krańcowych wartości wyznaczonego zakresu regulacji prądu wzbudzenia.



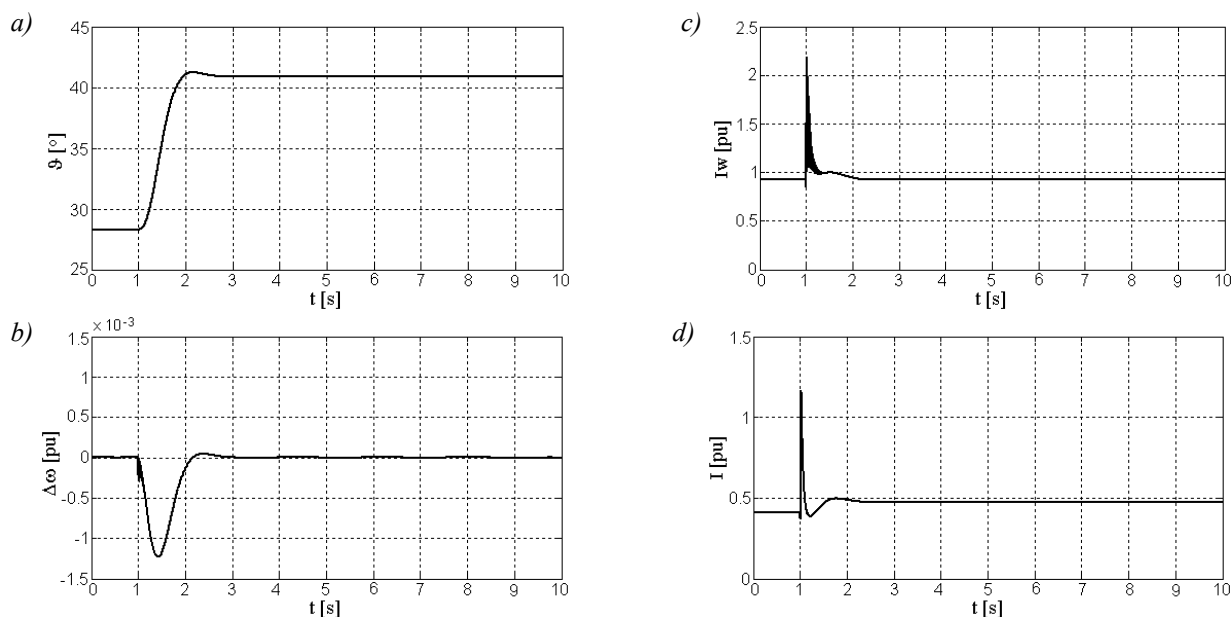
Rys. 8. Model symulacyjny programu Matlab-Simulink



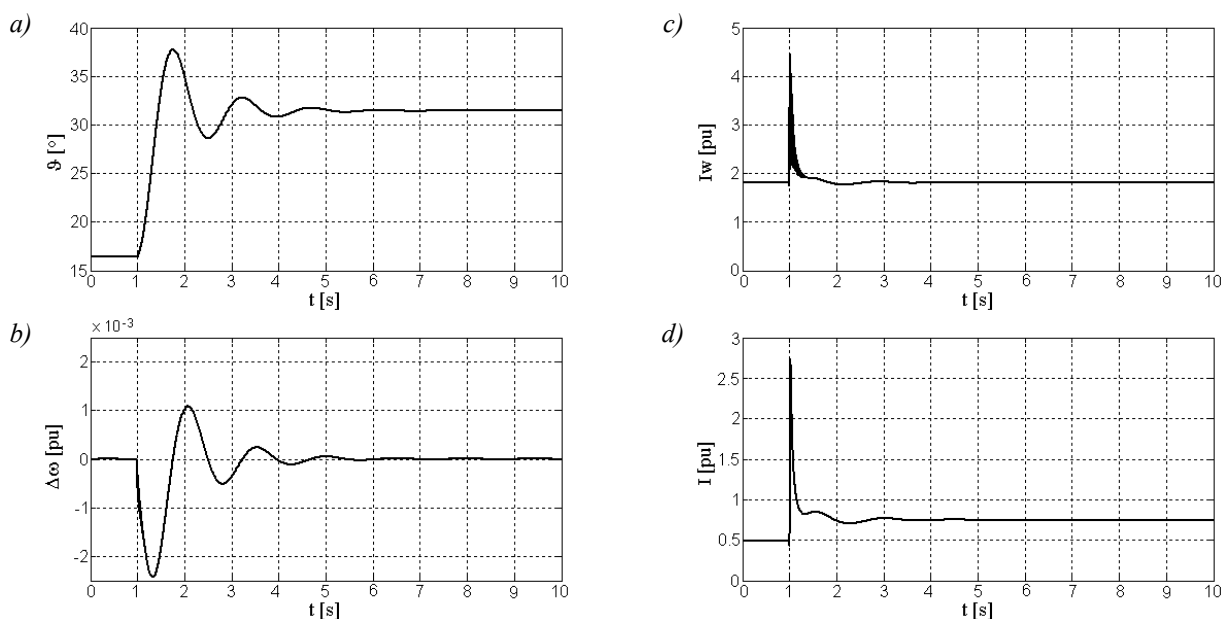
Rys. 9. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,8 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=I_{wN}$:
a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I

Przy zmianie warunków pracy kąt mocy jest wielkością zmieniającą się w pierwszej kolejności, a dopiero w konsekwencji stanu nieustalonego mechanicznego powstaje stan przejściowy elektromagne-

tyczny [5]. Obydwa procesy oddziałują na siebie wzajemnie, prowadząc do stanu nieustalonego elektromechanicznego.



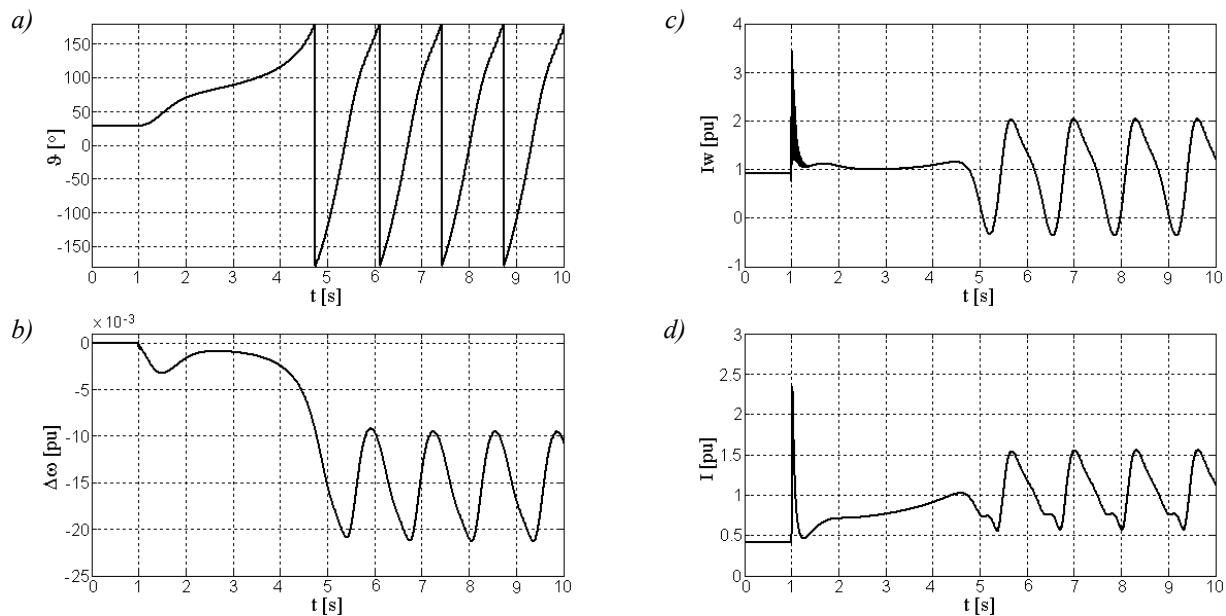
Rys. 10. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,8 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=0,5 I_{wN}$:
a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I



Rys. 11. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,6 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=I_{wN}$:
a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I

Duży moment bezwładności stabilizuje prędkość obrotową, ale niekorzystnie wpływa na dynamikę zmian kąta położenia wału silnika względem osi pola wirującego wytwarzanego przez uzwojenia stojana. Zjawisko to prowadzi do zwiększenia przeregulowania kąta mocy w stanach dynamicznych i może spowodować wypadnięcie silnika z synchronizmu [1, 6], pomimo nieprzekroczenia dopuszczalnej wartości wyznaczonej dla stanu statycznego nowych warunków pracy.

Na rys. 11-12. przedstawiono wyniki badań symulacyjnych stanów dynamicznych przy skokowej zmianie napięcia zasilania do wartości $0,6 U_N$ w trakcie pracy synchronicznej dla krańcowych wartości wyznaczonego zakresu regulacji prądu wzbudzenia. W przypadku zapadu napięcia do wartości $0,6 U_N$ przy obniżonym prądzie wzbudzenia nastąpiło wypadnięcie silnika z pracy synchronicznej. W tej sytuacji silnik powinien zostać wyłączony awaryjnie przez układ zabezpieczeń.

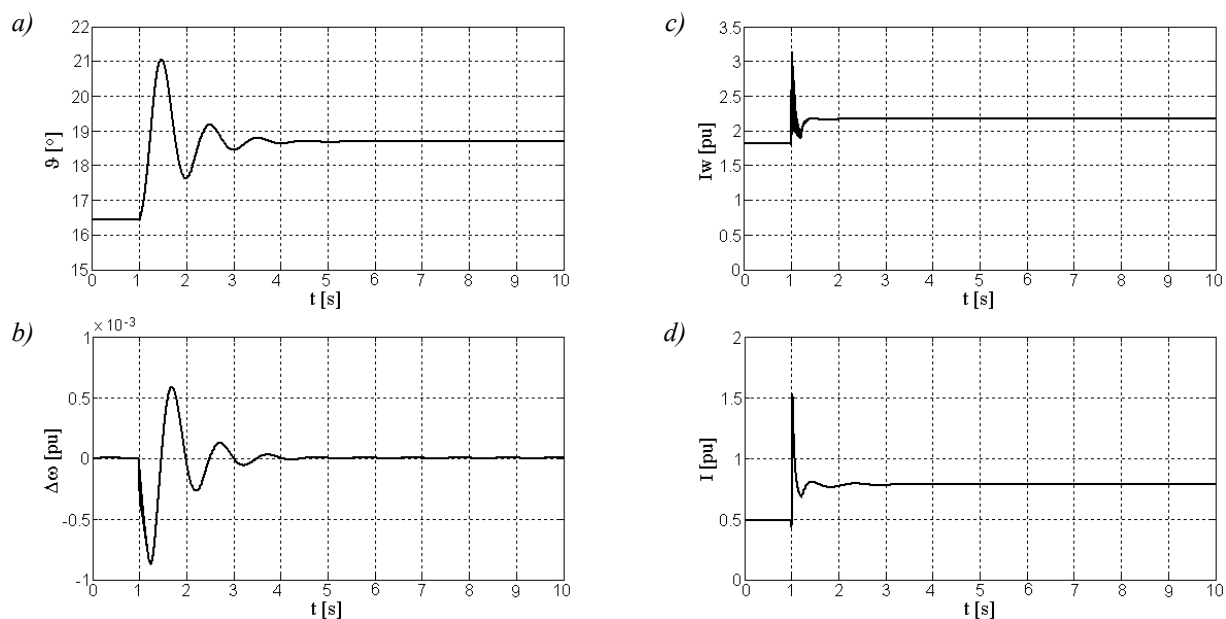


Rys. 12. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,6 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=0,51 I_{wN}$: a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I

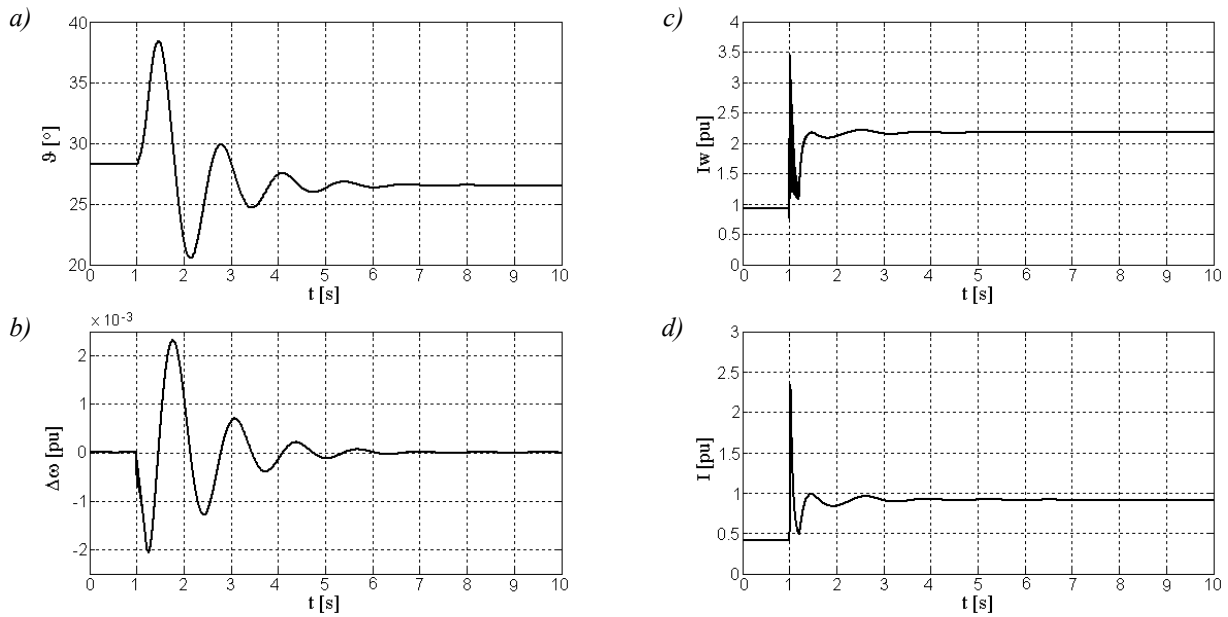
Często podejmowanym działaniem w takim przypadku jest automatyczne wymuszenie forsowania prądu wzbudzenia w czasie zapadu napięcia zasilającego.

Na rys. 13-14. przedstawiono wyniki badań symulacyjnych przy zastosowaniu procedury forsowania wzbudzenia dla dwóch skrajnych rozpatrywanych przypadków: spadku napięcia zasilania do wartości $0,8 U_N$ przy prądzie wzbudzenia I_{wN} oraz spadku napięcia do wartości $0,6 U_N$ przy prądzie wzbudzenia o wartości $0,51 I_{wN}$.

Dla przypadku przedstawionego na rys. 13., w porównaniu z wynikami z rys. 9., forsowanie prądu wzbudzenia nie jest konieczne, a prowadzi do niepotrzebnego wzrostu prądu wzbudzenia i prądu stojana. Dla przypadku przedstawionego na rys. 14., w porównaniu z wynikami z rys. 12., forsowanie prądu wzbudzenia pozwoliło utrzymać silnik w stanie pracy synchronicznej.



Rys. 13. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,8 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz forsowania prądu wzbudzenia od wartości $I_w=I_{wN}$ do wartości $1,2 I_{wN}$ w czasie $1,2$ s: a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I



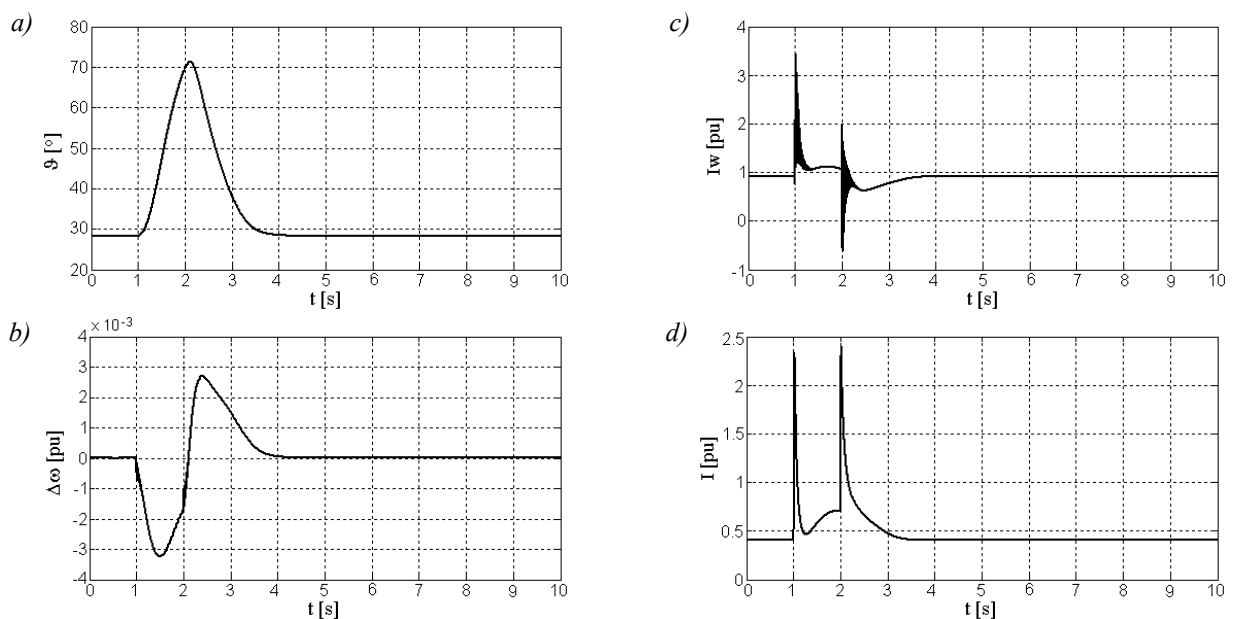
Rys. 14. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,6 U_N$ w czasie $t=1$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz forsowania prądu wzbudzenia od wartości $I_w=0,51 I_{wN}$ do wartości $1,2 I_{wN}$ w czasie $1,2$ s: a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I

Na podstawie charakterystyk statycznych można wyznaczyć wartość napięcia zasilania, dla której powinno odbywać się forsowanie prądu wzbudzenia. W mikroprocesorowym bloku zasilania wzbudzenia silników synchronicznych [4] wartość ta ustawiana jest parametrycznie.

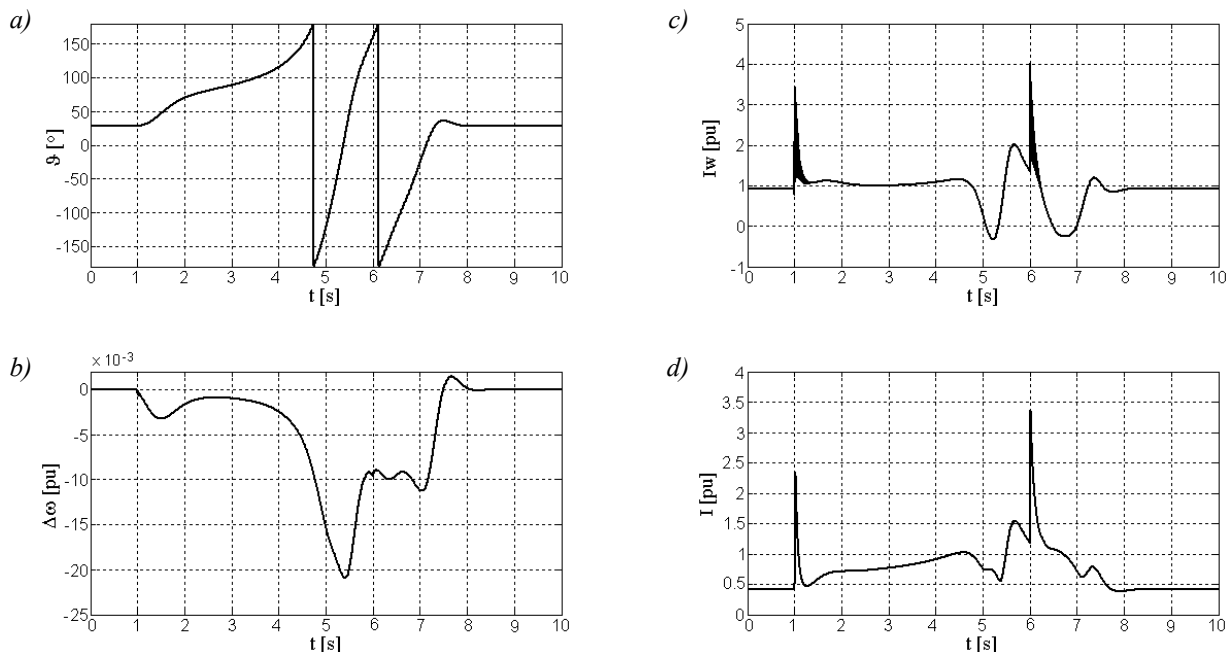
Czas forsowania wzbudzenia nie przekracza zazwyczaj kilku sekund, co jest związane ze zwiększonymi stratami mocy w uzwojeniach stojana i wzbudzenia przy prądzie wzbudzenia większym od znamionowego. Jeżeli w tym czasie napięcie zasilania nie powróci do akceptowalnej wartości, układ napędowy powinien

zostać wyłączony awaryjnie od momentu przekroczenia czasu na forsowanie prądu wzbudzenia.

Osobnych badań wymaga określenie czasu trwania zapadu napięcia, po którym powinno nastąpić forsowanie prądu wzbudzenia. Przy krótkotrwałych spadkach napięcia znaczny moment bezwładności może pomóc w utrzymaniu silnika w pracy synchronicznej, a nawet, w przypadku wypadnięcia silnia z synchronizmu, spowodować ponowne przejście do pracy synchronicznej.



Rys. 15. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,6 U_N$ w czasie $t=1$ s oraz do wartości U_N w czasie $t=2$ s dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=0,51 I_{wN}$: a) kąt mocy ϑ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I



Rys. 16. Zmiana napięcia od wartości U_N do wartości $0,6 U_N$ w czasie $t=1s$ oraz do wartości U_N w czasie $t=6s$ dla $P=0,6 P_N$ oraz $I_w=0,51 I_{wN}$: a) kąt mocy θ , b) odchyłka prędkości $\Delta\omega$, c) prąd wzbudzenia I_w , d) prąd stojana I

Na rys. 15-16. przedstawiono wyniki badań symulacyjnych stanów dynamicznych przy spadku napięcia do wartości $0,6 U_N$ trwającym 1 s i 5 s oraz prądzie wzbudzenia o wartości $0,51 I_{wN}$ bez procedur forsowania.

Dla warunków z rys. 16. nastąpiło krótkotrwałe wypadnięcie silnika z pracy synchronicznej. W rozpatrywanym przypadku procedura forsowania prądu wzbudzenia powinna być zainicjowana przed upływem 2 s (kąt mocy o wartości około 90°) od rozpoczęcia zapadu napięcia.

W rozwiązaniach praktycznych forsowanie prądu wzbudzenia rozpoczyna się natychmiast po przekroczeniu ustawionego poziomu napięcia zasilania ze względu na duże stałe czasowe obwodu wzbudzenia, dochodzące do 2-3 sekund, mogące spowodować zbyt późną zmianę prądu wzbudzenia do wartości pozwalającej utrzymać silnik w stanie pracy synchronicznej. Często, aby zwiększyć dynamikę zmian prądu w obwodzie wzbudzenia, w początkowym okresie procedury forsowania wymusza się napięcie większe od napięcia forsowania, a po uzyskaniu przez prąd wzbudzenia odpowiedniej wartości obniża się napięcie do wartości odpowiadającej wartości prądu forsowania.

W przypadku krótkotrwałych zapadów napięcia prąd w obwodzie wzbudzenia zazwyczaj nie zdąży narosnąć do wartości prądu forsowania, a powrót napięcia do wartości akceptowanej przerywa procedurę forsowania.

5. PODSUMOWANIE

W artykule przedstawiono wpływ zapadów napięcia na pracę silnika synchronicznego w stanie synchronizmu.

Na podstawie charakterystyk statycznych oraz badań symulacyjnych można określić dopuszczalny zakres regulacji prądu wzbudzenia na potrzeby procesu kompensacji mocy biernej. Ze względu na możliwość pracy z obniżonym prądem wzbudzenia konieczne jest także wyznaczenie poziomu napięcia, przy którym realizowana powinna być procedura forsowania prądu wzbudzenia w celu utrzymania silnika w stanie pracy synchronicznej.

Odpowiedni dobór nastaw układu regulacji pozwala na zapewnienie bezpiecznej pracy silnika w stanie synchronizmu w zakresie założonych wartości prądu wzbudzenia i napięcia zasilania, co umożliwia wykorzystanie niedociążonego silnika synchronicznego jako nadążnego kompensatora mocy biernej bez obaw o nieprawidłową pracę napędu.

Liczne doświadczenia przemysłowe z zastosowaniem mikroprocesorowego bloku zasilania silnika synchronicznego [4] pokazują, że możliwość forsowania prądu wzbudzenia o prawidłowo dobranej wartości podczas zapadu napięcia niejednokrotnie pozwala na utrzymanie silnika w stanie pracy synchronicznej, co nie byłoby możliwe bez automatycznego, odpowiednio szybkiego zwiększenia prądu w obwodzie wzbudzenia.

Literatura

1. Aquilar D., Luna A., Rolan A., Vazques G., Acevedo G.: *Modeling and Simulation of Synchronous Machine and its behaviour against Voltage Sags*. IEEE International Symposium on Industrial Electronics (ISIE 2009), pp.729-733, Seoul Olympic Parktel, Korea 2009.
2. Bajorek Z.: *Teoria maszyn elektrycznych*, Wydawnictwo Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 1987.
3. Hyla M.: *Automatic compensation of reactive power with a system for monitoring a 6 kV electrical power grid in a mine*. "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering", 2015, nr 2(522), s. 5-10.
4. Hyla M.: *Power supply unit for the excitation of a synchronous motor with a reactive power regulator*. "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering", 2015, nr 1(521), s. 57-61.
5. Kaczmarek T., Zawirski K.: *Układy napędowe z silnikiem synchronicznym*, Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej, Poznań 2000.
6. Marini P.: *Immunity to voltage dips for synchronous motors*. Paper submitted to the International Conference on Power Systems Transients (IPST2013), Vancouver, Canada 2013.
7. Plamitzer A.: *Maszyny elektryczne*, WNT, Warszawa 1986.
8. *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. z 2002 r., nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r., nr 124, poz. 863).

dr inż. MARIAN HYL
Politechnika Śląska
Wydział Elektryczny
ul. B. Krzywoustego 2, 44-100 Gliwice
marian.hyla@polsl.pl

Użycie akceleracji GPU do rozwiązywania wybranych modeli kinetycznych gazyfikacji węgla

Gazyfikacja węgla uznawana jest za jedną z tzw. czystych technologii węglowych. Choć jest znana już względnie długo, jej złożoność wciąż pozostaje wyzwaniem dla naukowców na całym świecie. Jednym z narzędzi używanych w badaniach jest symulacja. W pracy zbadano możliwości użycia GPGPU w modelowaniu gazyfikacji węgla. Użyto wybranego zbioru modeli (objętościowego, rdzenia bezreakcyjnego i Johnsona). Modele oraz metody rozwiązań numerycznych zaimplementowano, jako kod szeregowy i równoległy. Zbadano czas realizacji obydwu metod oraz określono przyspieszenie kodu równoległego. Sprawdzono również wpływ wywołania funkcji matematycznej w kodzie GPU. Wyniki wskazują, że dla wszystkich modeli kod równoległy powoduje znaczne przyspieszenie obliczeń w stosunku do odpowiednika szeregowego, pod warunkiem, że użyje się wystarczająco dużego zbioru równań. Dlatego zaleca się użycie dedykowanego kodu GPU do symulacji gazyfikacji węgla w każdym przypadku, gdy wymagane jest rozwiązanie dużych systemów ODE.

Słowa kluczowe: GPGPU, modelowanie gazyfikacji węgla, obliczenia równoległe

1. WPROWADZENIE

Gazyfikacja węgla i podziemna gazyfikacja węgla to przykłady technologii, które pozwalają użyć węgla jako źródła energii lub substratu dla przemysłu chemicznego o względnie niskim wpływie na środowisko. Choć idea tej technologii jest znana od XVIII w., sam proces jest skomplikowany i trzeba dołożyć wielu starań, by przeprowadzić go efektywnie i bezpiecznie. Symulacja komputerowa jest jednym z narzędzi używanych do badania tego procesu. Jednakże obliczenia są zwykle wymagające i zajmują dużo czasu [16]. Uważa się, że możliwości, jakie dają obliczenia równoległe pomogą usunąć powyższy problem.

W pracy zbadano możliwości użycia GPGPU do modelowania gazyfikacji węgla. Do obliczeń wybrano trzy powszechnie używane modele, znane jako model objętościowy, model rdzenia bezreakcyjnego i model Johnsona [12]. Każdy model opisuje zmianę karbonizatu w czasie w formie ODE.. Wszystkie trzy modele należą do grupy modeli kinetycznych. Najbardziej interesujące zastosowanie podejścia równoległego dotyczy rozwiązania nie pojedynczego równania, ale względnie dużego ze-

stawu równań. Jest to powszechne w przypadku gdy trzeba użyć zestawu różnych parametrów do obliczania lub gdy konieczny jest jednoczesny postęp procesu dla kilkuset cząsteczek karbonizatu. Dotyczy to również przypadku, gdy w kawałku karbonizatu stosuje się podział na zestaw elementów. We wszystkich wymienionych przypadkach należy rozwiązać pewną liczbę niezależnych od siebie równań.

Pozostała część artykułu ma następującą strukturę: rozdział 2 zawiera ogólne informacje o GPGPU i jego programowaniu, rozdział 3 przedstawia wykorzystane modele i metody liczbowe, rozdział 4 opisuje zastosowany sprzęt i przypadki testowe, rozdział 5 zawiera wyniki i ich omówienie i, na koniec, rozdział 6 stanowi podsumowanie badań i przedstawia sformułowane wnioski z tych badań.

2. UŻYCIE GPU W OBLICZENIACH OGÓLNEGO PRZEZNACZENIA

Szybki rozwój obwodów półprzewodnikowych skutkował niesamowitym wręcz wzrostem stopnia ich złożoności. Prawo Moore'a, sformułowane

w latach 70-tych ubiegłego wieku, przewidywało zdublowanie liczby tranzystorów na obwodzie zintegrowanym co dwa lata [13]. Moc obliczeniowa sprzętu rozwijała się według tego samego wzorca. Jednakże wzrost integracji i wydajności wymagał coraz większego wysiłku. Na początku XXI wieku stało się oczywiste, że dalszy rozwój w tym tempie będzie prawie niemożliwy. Drastyczne spowolnienie zaobserwowano po roku 2004 z powodu czynników, które można ująć pod jednym terminem „mur z cegieł” (*brick wall*) [2]. Pojęcie to obejmuje wszystkie „mury”, jakie powstają na drodze dalszego wzrostu mocy obliczeniowej i poziomu integracji. Większa moc obliczeniowa jest obecnie bardziej związana z obliczaniem równoległym niż ze zwiększeniem prędkości konkretnego komponentu. Nowoczesne zestawy GPU są przykładem tej strategii. Składają się one z setek elementów obliczeniowych i są przydatne zwłaszcza do rozwiązywania intensywnych obliczeniowo problemów, które można przedstawić w formie równoległej.

Jedno z najbardziej popularnych środowisk do zastosowania GPU jako głównego elementu przetwarzania oferuje firma NVIDIA. Narzędzie CUDA pozwala użytkownikom stworzyć kod równoległy za pomocą rozszerzenia C/C++. Kompilator nvcc jest w stanie przekształcić kod do formy uruchamialnej przez graficzne multiprocesory strumieniowe [3]. Architektura CUDA może być uznana za rodzaj maszyny SIMD. Program przetwarzany jest przez elementy zwane multiprocesorami. Każdy multiprocesor jest w stanie obsługiwać setki wątków ułożonych w bloki. Dla każdego wątku dostępne są trzy poziomy pamięci. Po pierwsze, można użyć pamięci lokalnej, osobnej dla każdego wątku. Chociaż pamięć ta jest bardzo szybka, nie można jej wymieniać pomiędzy poszczególnymi wątkami. Pamięć globalna, z drugiej strony, jest dostępna dla wszystkich wątków, ale jest względnie wolna. Gdzieś pomiędzy nimi znajduje się pamięć współdzielona, która jest wspólna dla zestawu wątków działających w ramach tego samego bloku. Pamięć ta jest wolniejsza niż pamięć lokalna, ale szybsza niż globalna. Wszystkie rodzaje pamięci zlokalizowane są na karcie GPU.

Procedura ustawienia obliczeń na układach GPU przy pomocy CUDA składa się z kilku kroków. Po pierwsze, CUDA dokonuje rozróżnienia pomiędzy kodami i danymi dedykowanymi dla CPU i dla GPU. Pierwszy nazywany jest „hostem” (*host*) i nie wymaga innego postępowania niż zwykle postępowanie w programach C lub C++. Drugi nazywany jest „urządzeniem” (*device*) i w tym przypadku przychodzi z pomocą wsparcie z rozszerzeń i bi-

bliotek CUDA. Aby aktywować kod na urządzeniu, należy zaimplementować specjalną funkcję nazywaną „jądrem” (*kernel*). Funkcja zaznaczana jest za pomocą przedrostka (specyfikatora) `__global__` i może być dostarczana z parametrami. Ważne jest, aby wszystkie dane dostarczone jako parametry, zwłaszcza wskaźniki do obiektów jądra, były zlokalizowane w jednej z pamięci zarządzanych przez GPU. Dlatego, zazwyczaj wywołanie funkcji *kernel* ma następującą strukturę:

1. Przydzielanie pamięci na urządzeniu;
2. Kopiowanie danych z hosta na urządzenie;
3. Uruchomienie jądra i oczekiwanie na wyniki;
4. Kopiowanie danych (wyników z urządzenia na hosta);
5. Zwolnienie pamięci na urządzeniu.

W funkcji jądra, jako takiej dostępne są predefiniowane zmienne. Można ich użyć na przykład do identyfikacji wątku aktualnie przetwarzającego jądro. CUDA nie daje gwarancji kolejności, w jakiej uruchamiane są wątki przetwarzające jądra, ani też nie dostarcza mechanizmów domyślnej synchronizacji wątków.

Obliczanie za pomocą GPU i CUDA wzbudza w ostatnich latach coraz więcej uwagi. Przyspieszona realizacja działań może przynieść korzyści w wielu dziedzinach zastosowań. Jedną z nich jest na pewno przetwarzanie obrazów. Większość używanych algorytmów można skutecznie przedstawić w formie dostosowanej do wykonania równoległego. Realizowane są badania skoncentrowane na nowym podejściu do filtrowania i poprawiania wydajności za pomocą funkcji jądra wykorzystujących operacje typu *scatter* w miejsce bardziej naturalnego rozwiązania bazującego na operacji typu *gather* [15]. Niektórzy naukowcy zbadali udoskonalenie przetwarzania obrazów po aplikacji GPU. Zaobserwowano, że możliwe jest przetwarzanie z prędkością od 10 do 20 razy większą [5]. Możliwości GPU użyto również do rozwiązania zagadnienia 3 ciał (zastosowanego w symulacjach molekularnych) [18]. Podjęto również wiele prób zastosowania przyspieszenia GPU w obliczeniach i wysokowydajnych technologiach obliczeniowych: od badań mających na celu stworzenie dedykowanych, wysoce skutecznych metod do multiplikacji macierzy [11], przez narzędzia do rozwiązywania problemów algebraicznych [10], aż po rozwiązywanie problemów w różnych rodzajach przepływów [7] [8] [14] a także zastosowanie metod skończonych. [6]. Inne zastosowania to optymalizacja [1] lub aplikacje bazodanowe [17].

3. MODELE GAZYFIKACJI KARBONIZATU

Do testów obliczania skuteczności użyto trzech modeli gazyfikacji karbonizatu. Modele te tworzą serię, od najprostszych do najbardziej złożonych. W niniejszym rozdziale opisano każdy z tych modeli.

Model objętościowy jest modelem jednorodnym. Zakłada się, że gazyfikacja odbywa się w całej objętości cząsteczki karbonizatu. Proces postępuje aż do zużycia całości karbonizatu. Matematyczne przedstawienie modelu opisane jest za pomocą następującego równania [12]:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k(1 - x(t)) \quad (1)$$

Współczynnik k jest stałą szybkości reakcji. Zazwyczaj zakłada się, że k jest funkcją temperatury według prawa Arrheniusa.

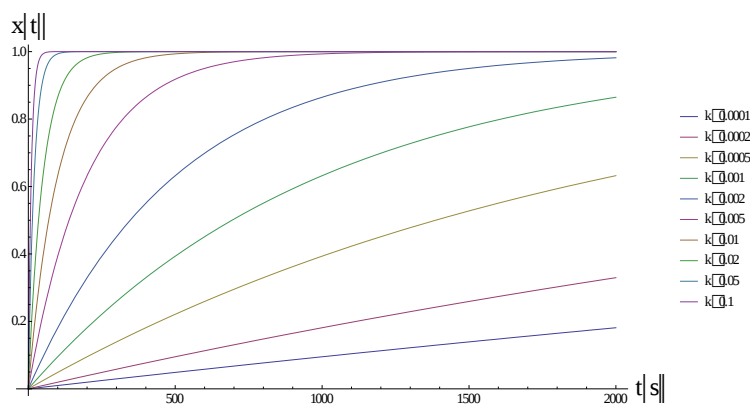
Model rdzenia bezreaktywnego opiera się na założeniu, że reakcja zachodzi wyłącznie na granicy węgla/karbonizatu i fazy gazowej. Rdzeń bezreaktywny utworzony jest z węgla, który nie bierze udziału w reakcji. Rdzeń zmniejsza się w miarę postępu reakcji. Równanie modelu wygląda następująco [8]:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k \cdot (1 - x(t))^{\frac{2}{3}} \quad (2)$$

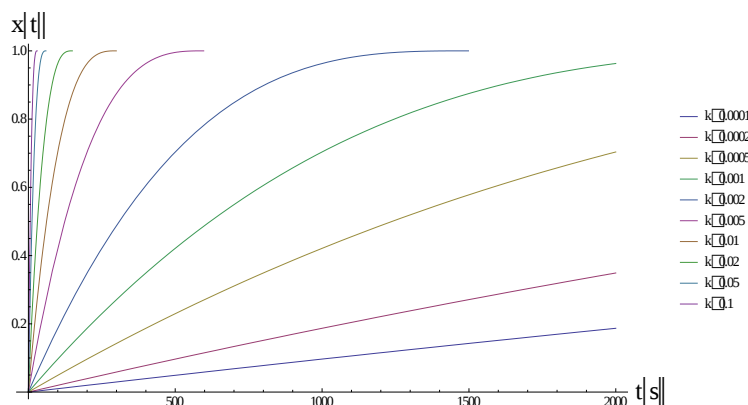
Najbardziej złożone równanie dotyczy modelu Johnsona. Model ten rozszerza model rdzenia bezreaktywnego uwzględniając opór środowiska porowatego. Opór ten ma wpływ na transport substratu i produktów do i z powierzchni cząsteczki. Jest to wynikiem porowatości węgla i popiołów. Podczas tej reakcji następuje znaczna zmiana powierzchni dostępnej dla procesów chemicznych. Równanie modelu Johnsona przedstawia się następująco:

$$\frac{dx(t)}{dt} = k \cdot (1 - x(t))^{\frac{2}{3}} \exp(-\alpha x(t)^2) \quad (3)$$

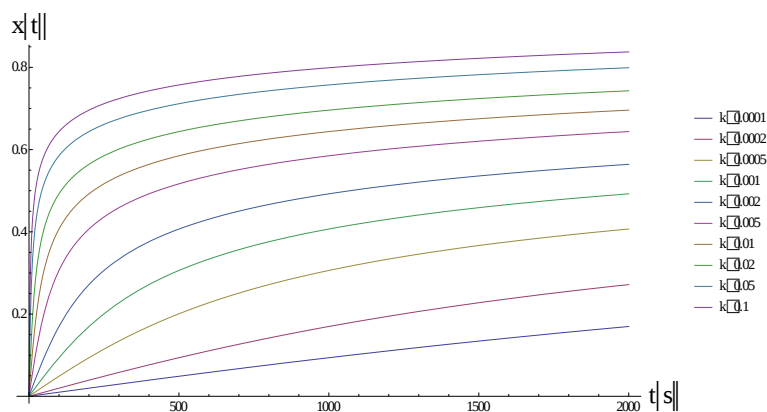
Symbol k to stała reakcji. Zakłada się, że w modelu Johnsona reprezentuje ona rodzaj karbonizatu i jego charakterystyczne cechy. Czynniki αx^2 opisuje wpływ zmieniającej się powierzchni i oporu transportu na szybkość reakcji. Poniższe rysunki pokazują typowe przebiegi zależności konwersji karbonizatu w czasie przewidywane przez każdy z wyżej opisanych modeli [9].



Rys. 1. Model objętościowy – prognoza konwersji karbonizatu w czasie



Rys. 2. Model rdzenia bezreaktywnego – prognoza konwersji karbonizatu w czasie



Rys. 3. Model Johnsona – prognoza konwersji karbonizatu w czasie

Wszystkie równania rozwiązano za pomocą metody Eulera:

$$x(t_{n+1}) = x(t_n) + hf(x(t_n), t_n) \quad (4)$$

Symbol f oznacza prawą stronę ODE, natomiast h – wielkość kroku czasowego. Metoda Eulera to najprostszy schemat różnicowy do rozwiązania ODE. Metoda Eulera znana jest ze swojej ograniczonej dokładności, jak również z zależności od wybranej wartości h wielkości kroku czasowego. Jednakże, jest wystarczająca do przetestowania skuteczności przyspieszenia GPU. Warto wspomnieć, że prawa strona ODE wyliczana jest tylko raz podczas całego procesu obliczeniowego.

4. PRZYPADKI TESTOWE

Kod testowy zaimplementowano przy pomocy C++ oraz zintegrowanego środowiska tworzenia oprogramowania Visual Studio. Kod został zaprojektowany, jako aplikacja na konsolę. Procedura odpowiedzialna za rozwiązywanie równań modelu otrzymuje wskaźnik na funkcję reprezentującą prawą stronę ODE. Podczas implementacji kodów szeregowych i równoległych, położono nacisk na utrzymanie jak największego podobieństwa obu wersji. CUDA Toolkit 7.5 posłużył jako platforma dla kodu CUDA. Wszystkie obliczenia przeprowadzono za pomocą reprezentacji liczb rzeczywistych pojedynczej precyzji.

Obliczenia zostały przeprowadzone w trzech seriach ze zmieniającą się liczbą kroków i równań w jednym zestawie (rozmiar zestawu równań). Założono, że dla każdego modelu obliczenia odbywały się przy zmianie rozmiaru systemu od 1 do 1000 równań. Obliczenia dla każdej wersji rozmiaru systemu i liczby kroków przeprowadzono 30 razy. Następnie wy-

nik średni został zapisany jako reprezentatywny. Wyniki zebrano w plikach tekstowych csv. Wszystkie pomiary obliczono z dokładnością do milisekund (`std::chrono::high_resolution_clock`). Testy przeprowadzono na stacji roboczej pracującej pod systemem operacyjnym Windows 8.1 Pro. Intel Core i5-3579K CPU, działający przy 3.4 GHz, został użyty do realizacji kodu szeregowego. Kod równoległy CUDA zrealizowano przy pomocy karty graficznej NVIDIA GeForce 660Ti wyposażonej w 1344 rdzenie CUDA. Wszystkie testy wykonano przy nieobciążonym systemie obsługującym aplikację testującą, a wyniki zostały zapisane w pliku tekstowym. Zebrane dane były następnie przesłane do arkusza Excel do dalszej analizy.

5. UZYSKANE REZULTATY

Wybrane dane z danych zebranych przedstawiono w tabelach 1, 2 i 3. Można zaobserwować, że użycie funkcji matematycznych w obliczeniach miało duży wpływ na czas obliczania. Na przykład, przy 100 równaniach i 1500 krokach, czas obliczania dla modelu rdzenia bezreaktywnego i modelu Johnsona jest odpowiednio około dwa razy i trzy razy dłuższy niż dla modelu objętościowego. Warto zauważyć, że kod CUDA zabiera nawet więcej czasu obliczeniowego do użycia funkcji matematycznych. W takim samym przypadku, czyli 100 równań i 1500 kroków, model rdzenia bezreaktywnego potrzebuje pięć razy więcej czasu niż model objętościowy. Przy czym różnica między modelem rdzenia bezreaktywnego a modelem Johnsona jest o wiele mniejsza i wynosi około 10%. Prawdopodobne jest, że załadowanie bibliotek funkcji matematycznych do karty CUDA zabiera dużo czasu. Jednak, gdy biblioteka jest już załadowana, można jej użyć do obliczeń z większą skutecznością.

Można również zauważyć inny interesujący układ, tzn. zależność czasu obliczania od rozmiaru zestawu równań i liczby kroków. Jak można było przewidzieć, w przypadku obliczeń szeregowych zwiększenie rozmiaru zestawu równań albo wzrost liczby kroków prowadzi do wydłużenia czasu obliczania. Jeśli układ równań i liczba kroków są wystarczająco duże to można zaobserwować zależność o charakterze zbliżonym do liniowego (Rys. 4 i 5). Dla mniejszych wartości, wpływ zadań systemu (np. przełączenie kontekstów) jest prawdopodobnie wystarczająco duży, aby utrzymać liniowość. Sytuacja w przypadku równoległego kodu CUDA jest inna. Kod ten nie pokazuje prawie żadnej zależności od rozmiaru zestawu równań. Pomimo 100 lub 500 przeprowadzonych równań, różnica w czasach obliczania nie przekracza 5%. Poza tym, wspomniana różnica między czasami obliczania dla modelu rdzenia bezreaktywnego i modelu Johnsona mieści się w zakresie

10%. Zaobserwowana zależność pozwala na sformułowanie praktycznej reguły do zastosowania w obliczeniach dokonywanych za pomocą CUDA – w każdym przypadku, gdy w grę wchodzi duże układy równań przywołujące funkcje matematyczne, kod równoległy jest wart rozważenia. Jest on mniej wrażliwy na liczbę wywołań funkcji matematycznych i zmiany rozmiaru zestawu równań. W świetle tych stwierdzeń, należy wspomnieć, że narzut, jaki nakłada na obliczenia CUDA może być niemożliwy do akceptacji dla małego układu równań z małą liczbą kroków czasowych. Chociaż słuszność tej uwagi można sprawdzić analizując tabele od 1 do 3, jest ona również jasno przedstawiona w tabelach od 4 do 6, zawierających przyspieszenia kodu równoległego CUDA (przyspieszenie obliczone jest jako czas realizacji kodu CPU). Ponadto, wyniki przedstawiono na rysunkach 6 i 7.

Tabela 1

Czasy obliczeń w [ms] dla modelu objętościowego (przypadki gdy kod równoległy jest szybszy od szeregowego zaznaczono tłustym drukiem)

Równania	Kroki (iteracje)							
	Szeregowy				CUDA			
	1000	2500	5000	10000	1000	2500	5000	10000
100	5,95	6,02	12,03	24,65	1,75	4,01	7,51	15,01
200	4,84	12,01	24,01	48,10	1,51	3,77	7,53	15,05
300	7,21	18,03	36,00	71,97	1,51	3,77	7,54	15,08
400	9,60	23,98	48,04	96,01	1,51	3,78	7,55	15,09
500	11,99	29,99	59,98	119,92	1,52	3,78	7,56	15,12
1000	24,15	60,35	120,47	241,45	1,53	3,81	7,62	15,24

Tabela 2

Czasy obliczeń w [ms] dla modelu rdzenia bezreaktywnego (przypadki gdy kod równoległy jest szybszy od szeregowego zaznaczono tłustym drukiem)

Równania	Kroki (iteracje)							
	Szeregowy				Równoległy CUDA			
	1000	2500	5000	10000	1000	2500	5000	10000
100	8,57	14,62	29,14	58,14	11,03	24,41	48,82	97,64
200	11,72	29,35	58,13	116,11	9,77	24,42	48,84	97,68
300	17,53	43,62	87,15	174,07	10,25	25,63	51,27	102,55
400	23,35	58,14	116,09	232,28	10,50	26,26	52,51	105,02
500	29,18	72,91	145,09	289,92	10,60	26,50	52,98	105,96
1000	58,18	145,06	289,94	579,61	10,75	26,86	53,71	107,39

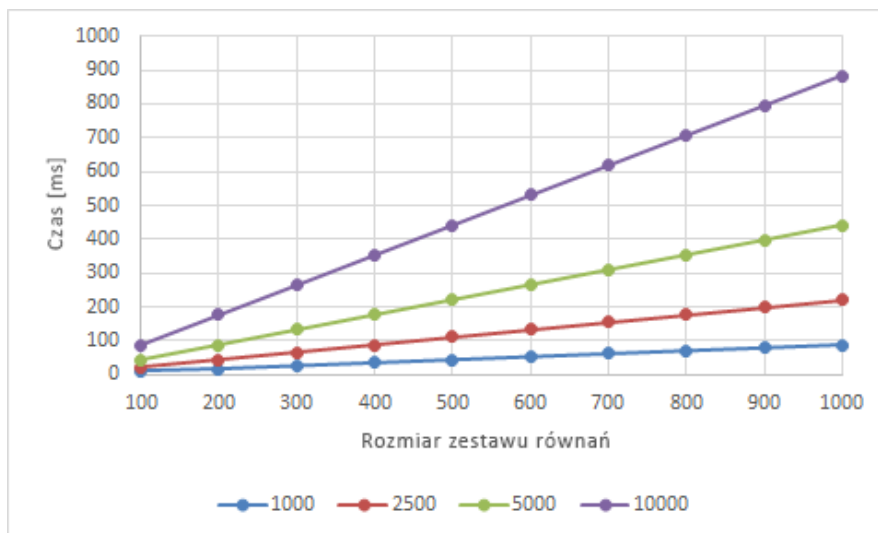
Można zaobserwować, że w przypadku modelu objętościowego kod CUDA ma przewagę nad kodem szeregowym kiedy liczba równań w zestawie przekracza 30 i to samo dotyczy liczby iteracji. W przypadku mniejszych zadań obliczeniowych szybciej jest przeprowadzić je na CPU jako kod szeregowy. Maksymalne przyspieszenie zarejestrowane dla modelu objętościowego wyniosło 15,97 dla tysiąca równań z dziewięcioma tysiącami iteracji.

Przyspieszenie dla modelu rdzenia bezreaktywnego jest niższe niż dla modelu objętościowego. Zatem słuszne wydaje się być stwierdzenie, że 200 równań to limit, do którego kod CUDA posiada uzasadnioną przewagę nad kodem szeregowym. Maksymalne przyspieszenie zarejestrowane dla modelu rdzenia

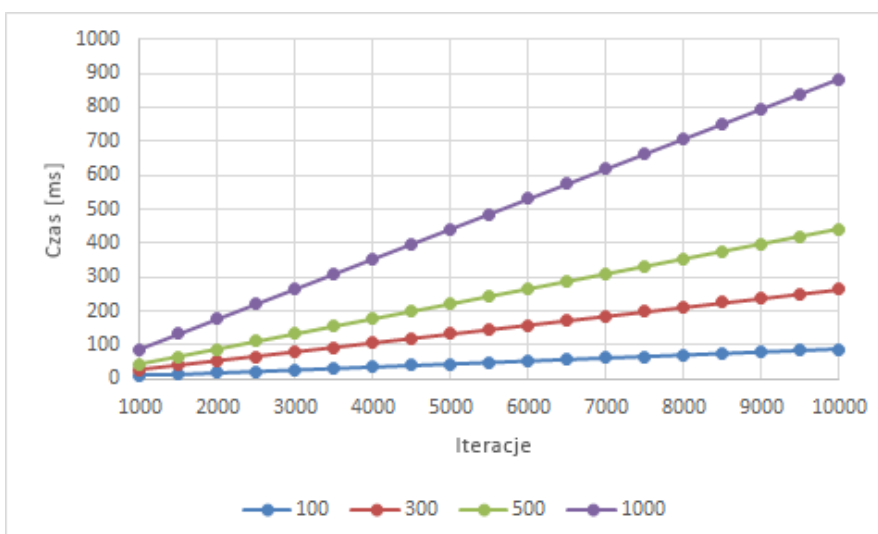
bezreaktywnego wyniosło 5,41 dla tysiąca równań z tysiącem iteracji.

Równania modelu Johnsona zachowują się podobnie do tych z modelu rdzenia bezreaktywnego. Jednakże model Johnsona oferuje większe przyspieszenie, jeżeli obliczenia prowadzone są z użyciem CUDA. Maksymalne przyspieszenie zarejestrowane dla modelu Johnsona wyniosło 7,35 dla tysiąca równań z tysiącem iteracji.

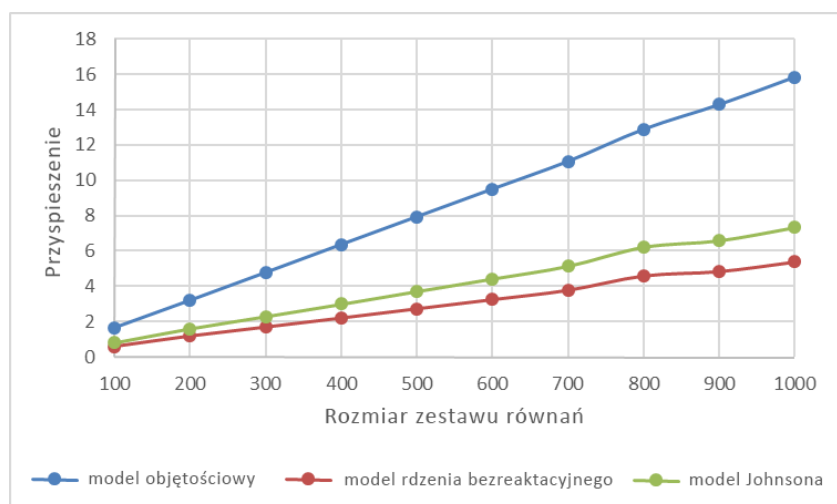
Warto wspomnieć, że wartości przyspieszenia osiągają pewną wartość stałą jeśli liczba kroków jest względnie duża (Rys. 7). Zależność ta dotyczy wszystkich testowanych modeli.



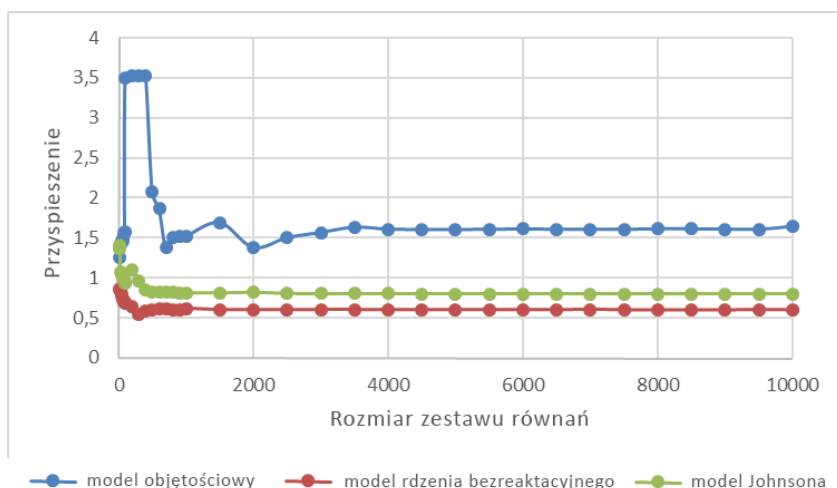
Rys. 4. Przyspieszenie kodu CUDA, jako funkcja rozmiaru zestawu równań



Rys. 5. Przyspieszenie kodu CUDA jako funkcja liczby iteracji



Rys. 6. Przyspieszenie kodu CUDA jako funkcja rozmiaru zestawu równań



Rys. 7. Przyspieszenie kodu CUDA jako funkcja liczby kroków (iteracji)

6. PODSUMOWANIE

W artykule przedstawiono zastosowanie implementacji szeregowej i równoległej dla wybranych modeli gazyfikacji karbonizatu. Do testów wybrano modele: objętościowy, rdzenia bezreaktywnego i Johnsona. Modele te oraz narzędzia do rozwiązywania problemów algebraicznych zostały wdrożone, jako kody szeregowy i równoległy. Kod szeregowy uruchomiony został na CPU za pomocą pojedynczego wątku, podczas gdy kod równoległy uruchomiono na GPU. Wyniki pokazują, że kod równoległy działa znacznie szybciej niż szeregowy, dopóki nie ma wywołań funkcji matematycznych w ramach kodu lub rozwiązywany zestaw równań jest wystarczająco duży. Zaobserwowano, że wartość przyspieszenia osiągała constans dla danej liczby równań, pod warunkiem że liczba iteracji była znaczna. Ponadto zauważono, że kod równoległy był mniej wrażliwy na wywołania

bibliotecznych funkcji matematycznych niż funkcji reprezentujących prawą stronę modeli ODE.

W świetle powyższych obserwacji sformułowano następujące wnioski:

- Przy mniejszej liczbie równań zazwyczaj lepiej jest użyć szeregowego kodu CPU niż wersji równoległych GPU. Istnieje pewna liczba równań i iteracji, poniżej której kod szeregowy przynosi więcej korzyści niż równoległy;
- Kod równoległy CUDA pracuje znacznie lepiej w przypadku prostych równań. Wydajność kodu CUDA spadała bardziej niż szeregowego przy wywołaniu bibliotecznych funkcji matematycznych. Przy zwiększeniu liczby wywołań, spadek wydajności kodu równoległego był mniejszy niż w przypadku kodu szeregowego.
- Istnieje pewna wartość graniczna przyspieszenia dla każdego modelu i każdego rozmiaru zestawu równań.

Podziękowania

W artykule przedstawiono rezultaty pracy realizowanej w Głównym Instytucie Górnictwa w ramach projektu statutowego „Badanie wpływu zastosowanej architektury sprzętowej na efektywność obliczeń symulacyjnych wybranych modeli zgazowania węgla”, nr GIG: 11420255-350.

Literatura

1. Arca B, Ghisu T, Trunfio GA.: GPU-accelerated multi-objective optimization of fuel treatments for mitigating wildfire hazard. *Journal of Computational Science* 11, 2015 pp. 258-68.
2. Asanovic K., Bodik R., Catanzaro B.C., Gebis J.J., Husbands P., Keutzer K., Patterson D. A., Plishker W. L., Shalf, J., Williams S. W., Yelick K. A.: The landscape of parallel computing research: A view from Berkeley, Tech. Rep. UCB EECS-2006-183. *Electrical Engineering and Computer Sciences*. University of California Berkeley 2006.
3. Brodtkorb AR, Hagen TR, Saetra ML.: Graphics processing unit (GPU) programming strategies and trends in GPU computing. *Journal of Parallel and Distributed Computing* 73(1), 2013 pp.4-13.
4. Castaño-Díez D, Moser D, Schoenegger A, Pruggnaller S, Frangakis A.S.: Performance evaluation of image processing algorithms on the GPU. *Journal of structural biology* 164(1), 2008 pp.153-60.
5. Díez DC, Mueller H, Frangakis AS.: Implementation and performance evaluation of reconstruction algorithms on graphics processors. *Journal of Structural Biology* 157(1), 2007 pp.288-95.
6. Fialko S.: Parallel direct solver for solving systems of linear equations resulting from finite element method on multi-core desktops and workstations. *Computers & Mathematics with Applications* 70(12), 2015 pp.2968-87.
7. Fu L, Gao Z, Xu K, Xu F.: A multi-block viscous flow solver based on GPU parallel methodology. *Computers & Fluids* 95, 2014 pp.19-39.
8. He X, Wang Z, Liu T.: Solving Two-Dimensional Euler Equations on GPU. *Procedia Engineering* 61, 2013 pp.57-62.
9. Iwaszenko S.: Using Mathematica software for coal gasification simulations–Selected kinetic model application. *Journal of Sustainable Mining* 14(1), 2015 pp.9-21.
10. Liu H, Yang B, Chen Z.: Accelerating algebraic multigrid solvers on NVIDIA GPUs. *Computers & Mathematics with Applications* 70(5), 2015 pp.1162-1181.
11. Matsumoto K, Nakasato N, Sakai T, Yahagi H, Sedukhin SG.: Multi-level optimization of matrix multiplication for GPU-equipped systems. *Procedia Computer Science* 4, 2011 pp.342-351.
12. Molina, A., Mondragón, F.: Reactivity of coal gasification with steam and CO₂. *Fuel* 77(15), 1998 pp.1831–1839. doi:10.1016/S0016-2361(98)00123-9.
13. Moore G.E.: Progress in Integrated Electronics. *Technical Digest* 1975. *International Electron Devices Meeting*. IEEE, 1975 pp. 11-13.
14. Oyarzun G, Borrell R, Gorobets A, Lehmkuhl O, Oliva A.: Direct numerical simulation of incompressible flows on unstructured meshes using hybrid CPU/GPU supercomputers. *Procedia Engineering* 61, 2013 pp.87-93.
15. da Silva J, Ansorge R, Jena R.: Efficient scatter-based kernel superposition on GPU. *Journal of Parallel and Distributed Computing* 84, 2015 pp.15-23.
16. Wachowicz, J., Janoszek, T., Iwaszenko, S.: Model tests of the coal gasification process. *Archives of Mining Sciences* 55, 2010 pp.249–262.
17. Walkowiak S, Wawruch K, Nowotka M, Ligowski L, Rudnicki W.: Exploring utilisation of GPU for database applications. *Procedia Computer Science* 1(1), 2010 pp.505-513.
18. Yaseen A, Ji H, Li Y.: A load-balancing workload distribution scheme for three-body interaction computation on Graphics Processing Units (GPU). *Journal of Parallel and Distributed Computing* 87, 2016 pp.91-101.

dr inż. SEBASTIAN IWASZENKO
Główny Instytut Górnictwa GIG
Zakład Terenów Poprzemysłowych
i Gospodarki Odpadami
siwaszenko@gig.eu

Robotyzacja kopalń na przykładzie Mobilnej Platformy Inspekcyjnej

Artykuł przedstawia Mobilną Platformę Inspekcyjną – innowacyjne rozwiązanie w zakresie poprawy bezpieczeństwa w górnictwie węgla kamiennego. Robot w swoim wyposażeniu posiada oprzyrządowanie, pozwalające na bezpieczną eksplorację i monitorowanie tych rejonów kopalni, w których panują potencjalnie niebezpieczne dla człowieka warunki środowiskowe. Artykuł opisuje szczegółowo nie tylko wyposażenie urządzenia, ale także przebieg i wyniki testów w Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego.

Słowa kluczowe: urządzenia mobilne, bezpieczeństwo, monitorowanie

1. WSTĘP

Robotyzacja współczesnych kopalń jest zagadnieniem strategicznym ze względu na eksploatację coraz głębszych pokładów i występujące tam zagrożenia, zwłaszcza klimatyczne (wyższa temperatura i wilgotność), wyrzuty i emisja niebezpiecznych gazów (metan, siarkowodór), pożary endogeniczne i związana z tym emisja tlenku i dwutlenku węgla czy wyrzuty wody i skał [12]. Z tych powodów człowiek powinien być odsunięty najdalej jak to możliwe od strefy niebezpiecznej (obszaru urabiania), a najkorzystniejszym rozwiązaniem byłaby możliwość zdalnego sterowania procesem urabiania i transportu. Również w prowadzeniu akcji ratowniczych uczestniczyć powinny roboty wyposażone w czujniki do pomiaru stężeń niebezpiecznych gazów i warunków klimatycznych, stanowiąc zwiast dla zastępów ratowniczych i dając im wyprzedzające informacje na temat panujących w wyrobisku warunków, co zapewnić powinno większe bezpieczeństwo ludzi. Konieczność taka dostrzegana jest na całym świecie, o czym świadczą mnogość rozwiązań konstrukcyjnych robotów górniczych z różnych krajów [1,4,5,10]. Przykładem mogą tu być roboty Groundhog, Wolvarine V-2, Gemini-Scout opracowane w USA, a także Numbat czy roboty z Water Corporation skonstruowane w Australii. GMRI i MPI zostały opracowane w Polsce przez

instytuty EMAG i PIAP, z kolei Telerescuer zrealizowany został przez międzynarodowe konsorcjum. Również chińska firma Tangshan Kaicheng Electronic oferuje roboty przeznaczone dla przemysłu górnictwa węgla kamiennego. Ponadto stacje ratownictwa górniczego zgłaszają chęć posiadania inspekcyjnych robotów górniczych, ponieważ nierzadko zmuszone są do wstrzymania akcji ratowniczej z powodu zbyt ciężkich warunków panujących w rejonie prowadzonej akcji [11,14] i nieakceptowalnego ryzyka dla zastępów ratowniczych.

W niniejszym artykule przedstawiono osiągnięcia związane z realizacją przez konsorcjum złożone z Instytutu Technik Innowacyjnych EMAG oraz z Przemysłowego Instytutu Automatyki i Pomiarów PIAP projektu pt. „Badanie i studium wykonalności modelu mobilnej platformy inspekcyjnej kategorii M1 z napędami elektrycznymi do stref zagrożonych wybuchem”, finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. Efektem tego projektu jest demonstrator technologii o nazwie Mobilna Platforma Inspekcyjna MPI.

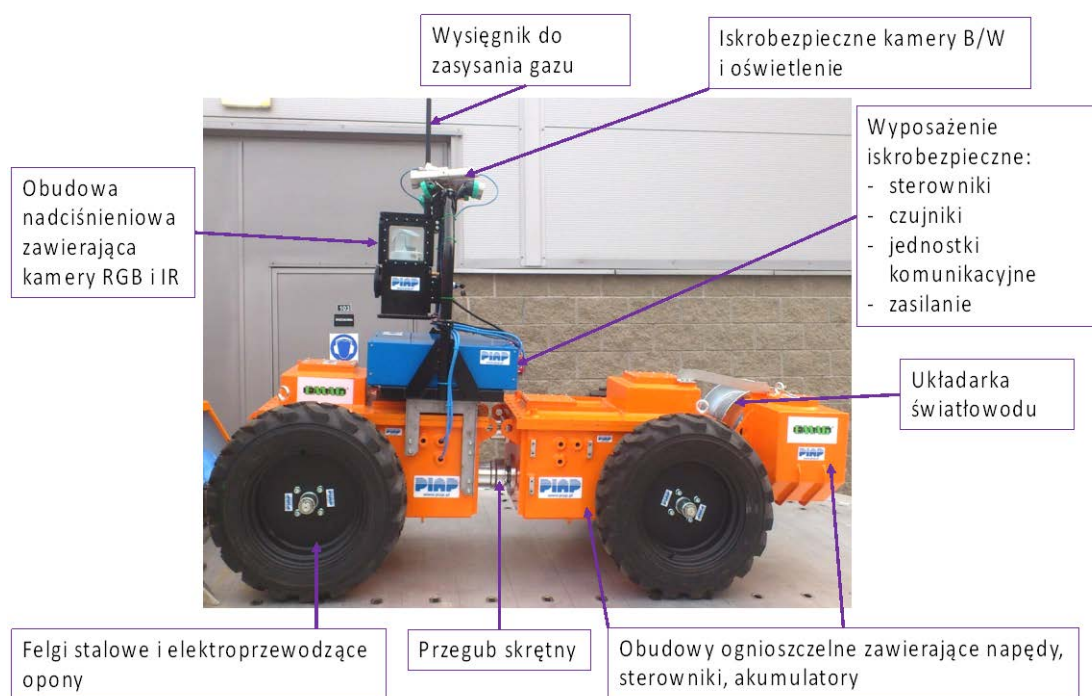
Najważniejszą funkcjonalnością MPI jest dokonywanie pomiarów stężeń i parametrów klimatycznych atmosfery kopalnianej w sposób ciągły lub na żądanie operatora, a następnie przysyłanie wyników pomiarowych do konsoli pomiarowo-sterującej, gdzie są one archiwizowane wraz z obrazami z kamer działających w paśmie widzialnym i podczerwonym.

Miejszem eksploatacji MPI są strefy wybuchowe i zagrożone wybuchem grupy I, toteż od samego początku robota projektowano jako maszynę spełniającą wymagania dyrektywy 94/9/WE (ATEX), a także dyrektywy maszynowej 2006/42/WE (MD) i dyrektywy 2004/108/WE (EMC). Robot został zaprojektowany do pokonywania różnorodnych przeszkód, takich jak gruz, woda, błoto czy tory spagowych kolejek górniczych.

2. MOBILNA PLATFORMA INSPEKCYJNA MPI

Mobilna Platforma Inspekcyjna (MPI) jest demonstratorem technologii opracowanym przez konsorcjum EMAG-PIAP. Podział prac między oba instytuty wynikał z uzupełniania wzajemnych kompetencji. Instytut PIAP opracował m.in. mechaniczne podzespoły platformy (osłony ognioszczelne stanowiące korpusy, osłonę nadciśnieniową wieży telewizyjnej, układarkę światłowodu, stelaż rurowy, obudowę na

elektronikę iskrobezpieczną) oraz dobrał odpowiednie koła (felgi i opony), a także bloki napędowe złożone z bezszczotkowych silników prądu stałego BLDC, kątowych przekładni walcowych oraz luzowników. Do zakresu prac Instytutu EMAG należało opracowanie elektronicznych i programowalnych elektronicznych podzespołów robota (m.in. układów pomiarowych, systemów wizyjnych, układów transmisyjnych, sterowników komunikacyjnych i sterowników silnikowych, akumulatorów elektrycznych i obudów dla poszczególnych podzespołów oraz, gdzie to konieczne, oprogramowania do realizacji pomiarów, sterowania, komunikacji i archiwizacji). Szczegółowe rozwiązania techniczne zawarto w opracowanej przez każdy instytut dokumentacji z realizacji poszczególnych etapów projektu, która nie została opublikowana. Założenia funkcjonalne i koncepcje rozwiązań technicznych MPI (rys. 1) opisano w artykule [13]. W dalszej części niniejszej publikacji przedstawiono wyniki projektu oraz wyszczególniono normy, z wymaganiami których omawiana konstrukcja jest zgodna.



Rys. 1. Mobilna Platforma Inspekcyjna MPI

MPI charakteryzuje się następującymi cechami: masa ok. 1100 kg, prędkość maksymalna 0,7 m/s, zasięg 1000 m w głąb wyrobiska, gabaryty: długość 240 cm, szerokość 115 cm, wysokość 180 cm, zasilanie 42 VDC. Nie jest możliwy transport robota przez przepust w tamie o średnicy 80 cm.

3. NAPĘD I KORPUSY OGNIOSZCZELNE MPI

MPI posiada cztery koła oponowe, każde napędzane niezależnym blokiem napędowym. Instytut PIAP dobrał stalowe felgi i opony przewodzące elektrycz-

nie w celu zapobiegania skutkom wyłączeń elektrostatycznych. Blok napędowy złożony jest z bezszczotkowego silnika prądu stałego BLDC, kątowej przekładni walcowej, luzownika i sterownika silnikowego. Każdy napęd posiada swój własny akumulator litowo-polimerowy. Silnik wykonany jest w technice przeciwwybuchowej wzmocnionej „e” zgodnie z PN-EN 60079-7, zaś przekładnia i luzownik są zabezpieczone osłoną olejową „o” wg PN-EN 60079-6. Elektroniczne obwody drukowane sterowników silnikowych oraz akumulatorów są zahermetyzowane w myśl PN-EN 60079-18, natomiast przyłącza sterowników silnikowych i ogniwa akumulatorów spełniają wymogi budowy wzmocnionej „e”. Napędy umieszczono w obudowach ognioszczelnych „d” zgodnie z PN-EN 60079-1. Takie rozwiązania zapewniają podwójne zabezpieczenia przeciwwybuchowe, co w świetle wymagań normy PN-EN 50303 umożliwia osiągnięcie kategorii M1, a zatem ciągłą pracę w obecności gazów wybuchowych grupy I i/lub pyłu węglowego.

Do awaryjnego zatrzymania maszyny służą dwa wyłączniki awaryjne, umieszczone po jednym na przednim i tylnym wózku MPI. Wraz z przekaźnikami i stycznikami realizują one funkcję bezpieczeństwa zatrzymania awaryjnego o poziomie zapewnienia bezpieczeństwa PLc [2] wg PN-EN ISO 13849. Teoretyczne obliczenia parametrów elektromechanicznych napędów przedstawiono w pracy [3].

4. SYSTEM METROLOGICZNY MPI

Mobilna Platforma Inspekcyjna wyposażona jest w dwa identyczne moduły mierników gazów. Zastosowano w nich czujniki na podczerwień do pomiaru stężenia dwutlenku węgla i metanu w niskim i wysokim zakresie oraz elektrochemiczne do pomiaru stężenia tlenu i tlenku węgla. Metan jest mierzony w zakresie 0...100%, dwutlenek węgla – 0...5%, tlenek węgla – 0...1%, tlen – 0...25%, temperatura – -40...+120°C i wilgotność – 0...100%. Z uwagi na to, że w otamowanym rejonie panuje z reguły wysoka wilgotność (zwykle bliska 100%), opracowano układ osuszania mieszaniny gazowej przed podaniem jej na czujniki stężeń gazów. Badany gaz pobierany jest poprzez wysięgnik i osuszany przez osuszacz, po czym trafia do komory pomiarowej zawierającej czujniki stężenia gazów oraz czujniki diagnostyczne kontrolujące prawidłową pracę układu. Wewnętrzny czujnik temperatury umożliwia kompensowanie wpływu temperatury oraz informuje, czy nie został przekroczony temperaturowy próg działania czujni-

ków gazometrycznych. Natomiast czujnik wilgotności informuje o jakości osuszania w osuszaczu. Czujnik przepływu dostarcza informacji, czy pompka skutecznie zasysa powietrze. Zewnętrzne czujniki temperatury i wilgotności, umieszczone poza komorą pomiarową, dostarczają dane o warunkach klimatycznych panujących w wyrobisku wokół MPI.

Aby zwiększyć bezpieczeństwo ratowników, w MPI zastosowano rozwiązanie redundantne (zdwojenie) mierników gazów. Trudno jest bowiem opierać się na wskazaniach z pojedynczego czujnika z uwagi na jego skończoną niezawodność. Istotne w tym względzie są pomiary zwłaszcza trującego tlenu węgla oraz wybuchowego metanu. W normie PN-EN 61508 – w kontekście opisanego tam zagadnienia bezpieczeństwa funkcjonalnego – określone zostały architektury głosowania. W układzie pomiarowym MPI zastosowano głosowanie 2oo2 (czyt. *two out of two*). Wyniki pomiarowe w obu kanałach muszą być zgodne w zakresie przyjętej tolerancji, aby pomiar uznać za wiarygodny. Zatem, aby sztab akcji podjął decyzję o wpuszczeniu ratowników do niebezpiecznej strefy, wyniki pomiarowe w obu kanałach muszą wskazywać dopuszczalne stężenia niebezpiecznych gazów. Jeśli jeden kanał wskazuje wartość bezpieczną, a drugi niebezpieczną, to należy wycofać MPI i przeprowadzić procedurę kalibracji obu modułów czujników.

5. SYSTEM WIZYJNY MPI

System wizyjny składa się z czterech kamer i oświetlenia. Dwie kamery monochromatyczne (czarno-białe) produkcji EMAG są budowy iskrobezpiecznej kategorii „ia” wg PN-EN 60079-11. Kamery te nie posiadają napędów i jedna z nich skierowana jest na przód, a druga na tył robota. Kolorowa kamera wysokiej rozdzielczości umieszczona jest w osłonie nadciśnieniowej rodzaju „px” zgodnie z PN-EN 60079-2. Posiada ona napęd umożliwiający jej sterowanie w płaszczyźnie pionowej i poziomej. Poniżej kamery kolorowej umieszczona jest kamera termowizyjna nieposiadająca napędu. Wieża telewizyjna wyposażona jest w szyby ze szkła sodowego (dla kamery kolorowej) i szkła germanowego (dla kamery termowizyjnej).

Wewnątrz wieży telewizyjnej panuje wyższe ciśnienie, aby uniemożliwić wnikanie zewnętrznej mieszaniny gazowej do jej środka. W obudowie umieszczono iskrobezpieczne urządzenie zabezpieczające, które monitoruje różnicę ciśnień zewnętrznego i wewnętrznego. Jeśli nastąpi rozszczelnienie

obudowy, spowoduje ono odłączenie zasilania od kamer. Urządzenie zabezpieczające posiada poziom nienaruszalności bezpieczeństwa SIL2 wg PN-EN 50495, co łącznie z budową przeciwybuchową „px” umożliwia osiągnięcie kategorii M1 dla tego zespołu robota.

Na ramie rurowej umieszczono cztery lampy oświetleniowe – dwie skierowane na przód i dwie zwrócone do tyłu pojazdu. Są one zdalnie załączane przez operatora. Wykorzystano obudowy typowych lamp górniczych i wyposażono je w diody LED o większej mocy, zasilane z akumulatora iskrobezpiecznego.

6. SYSTEM TRANSMISYJNY MPI

Rozkazy sterujące operator wysyła z konsoli pomiarowo-sterującej (komputer o podwyższonej odporności na czynniki środowiskowe – IP54, odporny na wstrząsy i wibracje) wyposażonej w zaawansowany joystick. Istnieją dwie możliwości zdalnej komunikacji z MPI: drogą bezprzewodową Wi-Fi i poprzez światłowód [9]. W trakcie dojazdu MPI do miejsca prowadzenia akcji wykorzystuje się komunikację bezprzewodową, natomiast po wprowadzeniu robota do badanego wyrobiska – światłowód (nieprzenoszący płomieni). Światłowód rozwijany jest z układarki.

Rozkazy sterujące odbierane są po stronie robota w komputerze TCP, a następnie dystrybuowane do odpowiednich sterowników mikroprocesorowych. Rozkazy odpowiedzialne za ruch robota przesyłane

są z komputera TCP poprzez procesor główny do nadrzędnego sterownika silnikowego, a stamtąd do poszczególnych sterowników silnikowych BLDC. Rozkazy wyzwalania pomiarów przesyłane są z komputera TCP poprzez procesor główny do dwóch modułów czujników. Procesor główny odpowiedzialny jest również za załączanie lampek oświetleniowych oraz stanowi węzeł komunikacyjny dla strumieni danych z kamer monochromatycznych. Strumienie danych z kamery kolorowej i termowizyjnej są przesyłane bezpośrednio poprzez komputer TCP i światłowód do konsoli operatora. Wymienione układy transmisyjne opracowano według iskrobezpiecznej techniki przeciwybuchowej kategorii „ia” i umieszczono w niebieskiej obudowie charakteryzującej się IP54, przymocowanej do przedniego korpusu ognioszczelnego robota. W obudowie tej umieszczono ponadto cztery akumulatory iskrobezpieczne do zasilania separowanych obwodów elektrycznych.

7. BADANIA FUNKCJONALNE I TRAKCYJNE MPI PRZEPROWADZONE PRZEZ CSRG S.A.

Badania funkcjonalne zlecono specjalistom z Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego S.A. (CSRG). Prowadzono je w wyrobiskach ćwiczebnych na terenie CSRG. Na rys. 2. pokazano wjazd robota do wyrobisk ćwiczebnych CSRG. Widok oprogramowania pomiarowo-sterującego konsoli operatora przedstawiono na rys. 3.



Rys. 2. MPI na placu CSRG przed wjazdem do wyrobiska ćwiczebnego [7]

Przeprowadzone badania doprowadziły do następujących konkluzji (za raportem [7] opracowanym przez CSRG):

„Przeprowadzone badania funkcjonalne modelu Mobilnej Platformy Inspekcyjnej MPI pozwalają stwierdzić, iż:

1. założone właściwości i cechy mogą w zidentyfikowanych sytuacjach pozwolić na zastąpienia człowieka – ratownika platformą MPI podczas wykonywania inspekcji podziemnych wyrobisk i pomiarów parametrów środowiska, szczególnie w warunkach zagrożenia wybuchem lub atmosferą niezdarną do oddychania.
2. wykonanie części mobilnej modelu spełnia w sposób wystarczający założone właściwości i cechy (...). Obraz przekazywany z kamer w warunkach braku oświetlenia stałego wyrobiska był dobrej jakości, co wobec konieczności obserwowania trasy przez zdalnego operatora pozwala na sprawne kierowanie platformą MPI.
3. funkcjonowanie stacji operatora (konsoli i zasilania) było poprawne. Komunikacja drogą bezprzewodową (na odcinku ok. 25 m) w aplikacji kierowania urządzeniem działała niezawodnie. Użyte w prototypowej wersji sterowanie platformą MPI przez operatora przy pomocy joysticka pozwalało na sprawne sterowanie kierunkiem ruchu platformy oraz zamontowaną na niej kamerą kolorową. Według założonego poziomu oceny badań funkcjonalnych to samo można powiedzieć o działaniu aplikacji pomiarowej (badania nie przewidywały oceny metrologicznej)”.



Rys. 3. Widok oprogramowania pomiarowo-sterującego MPI [7]

Badania trakcyjne prowadzone były przez ratowników z CSRG w wyrobiskach kopalni „Królowska Luiza”. Oszacowano, że robot przejechał w kopalni ok. 250 metrów, pokonując pochylnię o nachyleniu ok. 30°, relatywnie sypkie podłoże korytarzy (luźne kamienie, w których zdarzało się, że pojazd buksował kołami), tory kolejki górniczej, zwrotnice i typowe przeszkody stanowiące infrastrukturę kopalnianą (omijanie wyposażenia i urządzeń, składowanego materiału, wozów stojących na torach, stojaków obudów itp. – rys. 4). Podczas badań zespół wykonawców testował również funkcjonowanie zestawów czujników oraz kamer. Funkcjonalność wymienionych podzespołów była zadawalająca. Badania trakcyjne zakończyły się powodzeniem.



Rys. 4. Pokonywanie przez MPI przeszkód stanowiących infrastrukturę kopalni [8]

8. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Rosnąca z każdym rokiem liczba konstrukcji robotów górniczych świadczy o tym, że istnieje na rynku spore zapotrzebowanie na tego typu produkty. Chińska firma Tangshan Kaicheng Electronic szacuje swoje możliwości produkcyjne na 1800 sztuk robotów górniczych rocznie [10]. Rynek sprzedaży inspekcyjnych robotów górniczych powinien być chłonny z uwagi na to, że sztaby prowadzenia akcji ratowniczej nie chcą narażać ratowników na zbyt wysokie ryzyko związane z wkraczaniem do stref zagrożonych wybuchem i stref wybuchowych. Skoro saperzy policyjni i wojskowi dysponują od lat adekwatnym sprzętem do rozbrajania ładunków wybuchowych, można przewidywać, że analogiczne rozwiązania staną się na przestrzeni najbliższych lat także wyposażeniem kopalń.

Jednakże w porównaniu do robotów saperskich roboty górnicze oprócz wymagań funkcjonalnych muszą spełniać szereg wymagań narzuconych przez przepisy prawne, jakimi są dyrektywy europejskie, zwłaszcza ATEX (94/9/WE), EMC (2004/108/WE) i MD (2006/42/WE), z którymi należy wykazać zgodność opracowanych konstrukcji. Znane techniki budowy przeciwwybuchowej, takie jak osłony ognioszczelne, osłony z nadciśnieniem i hermetyzacja, powodują wzrost masy i gabarytów urządzeń, a co za tym idzie – pogorszenie funkcjonalności pojazdu. Istotne jest zatem zastosowanie ściśle optymalnego projektowania, aby spełnić konieczne wymagania przeciwwybuchowe z jednej strony, z zachowaniem funkcjonalności robota z drugiej.

Mobilna Platforma Inspekcyjna projektowana była od samego początku w oparciu o wymagania norm zharmonizowanych z właściwymi dyrektywami, co umożliwiało optymalizację konstrukcji opracowywanych podzespołów. Jednakże z uwagi na to, że poszczególne podzespoły wykonywane były w dwóch uzupełniających swe kompetencje instytucjach (EMAG i PIAP), dokonywano *a priori* pewnych założeń co do masy, kształtów i wyposażenia robota. Istnieje zatem obszar do optymalizacji gabarytów, masy, parametrów i rozmieszczenia poszczególnych jego podzespołów.

Projekt finansowany ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych, realizowany przez konsorcjum naukowe: Instytut Technik Innowacyjnych EMAG i Przemysłowy Instytut Automatyki i Pomiarów PIAP. Nr umowy: PBS1/A2/12/2012; czas realizacji: 1 XI 2012 – 31 VIII 2015.

Literatura

- Green J.: *Mine rescue robots requirements*. Outcomes from an industry workshop, Robotics and Mechatronics Conference, 2013, s. 111–116.
- Kasprzyczak L.: *Algorytm wyznaczania Poziomu Zapewnienia Bezpieczeństwa na przykładzie funkcji zatrzymania awaryjnego inspekcyjnego robota górniczego*, Napędy i Sterowanie 3, 2016, s.82-87.
- Kasprzyczak L., Dzikowski A., Nowak D.: *Wyznaczanie parametrów elektromechanicznych głównych napędów mobilnej platformy inspekcyjnej*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 7(509), 2013, s.30-36.
- Kasprzyczak L., Nowak D., Gołębek A.: *Przegląd inspekcyjnych robotów górniczych*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 9(511), 2013, s.31-36.
- Kasprzyczak L., Trenczek S., Cader M.: *Robot for monitoring hazardous environments as a mechatronic product*, Journal of Automation, Mobile Robotics & Intelligent Systems 6(4), 2012, s. 57-64.
- Moczulski W., Cyran K., Novak P., Rodriguez A.: *Telerescuer – an innovative system for inspecting coal mine roadways affected by catastrophes*, Inżynieria górnicza 4, 2015, s.50-53.
- Raport z testów funkcjonalnych Mobilnej Platformy Inspekcyjnej, Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego, Laboratorium Bdania i Opiniowania Sprzętu, Bytom, grudzień 2014, (materiały niepublikowane)
- Raport z testów funkcjonalnych Mobilnej Platformy Inspekcyjnej, Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego, Laboratorium Bdania i Opiniowania Sprzętu, Bytom, czerwiec 2015, (materiały niepublikowane)
- Szpak T., Szwejkowski P., Nowak D., Kasprzyczak L.: *Układy transmisyjne Mobilnej Platformy Inspekcyjnej*. EMTECH Conference 2014, s.192-202
- Tangshan Kaicheng Electronic to produce coal mine rescue robots, 2010-11-03, <http://www.whatsonxiamen.com/tech475.html> (stan na 18.04.2016)
- Timofiejczuk A., Adamczyk M., Bagiński M., Golicz P.: *Requirements for robots participating in rescue operations in underground coal mines*, 2nd International Conference “Mechanizacja Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie”, 2015, s.43
- Trenczek S.: *Levels of possible self-heating of coal against current research*, Archives of Mining Sciences 53(2), 2008, s. 293-317.
- Trenczek S., Kasprzyczak L., Nowak D., Szwejkowski P.: *Założenia funkcjonalne i koncepcje rozwiązań technicznych Mobilnej Platformy Inspekcyjnej*, EMTECH Conference, 2013, s.193-202.
- WA robot called in to help NZ mine rescue, 23.11.2010 <http://www.watoday.com.au/wa-news/wa-robot-called-in-to-help-nz-mine-rescue-20101123-184vo.html> (stan na 18.04.2016)

LESZEK KASPRZYCZAK, PAWEŁ SZWEJKOWSKI
Instytut Technik Innowacyjnych EMAG
l.kasprzyczak@ibemag.pl; p.szwejkowski@ibemag.pl

MACIEJ CADER
Przemysłowy Instytut Automatyki i Pomiarów PIAP
mcader@piap.pl

Badanie współzależności między właściwościami fizycznymi a parametrami geometrycznymi mikrostruktur kompozytu Cr-Cu używanego w próżniowych zestykach opalnych

W artykule zaproponowano nowy wskaźnik jakości mikrostruktury, odpowiedni dla metalowych materiałów kompozytowych używanych w elektrycznych zestykach gaszących przełączników próżniowych przy wysokich wartościach napięcia (10-36 kV) i natężenia prądu (20-100 kA). Na przykładzie niektórych własności fizycznych kompozytu Cr-50Cu i parametrów jego mikrostruktur geometrycznych wykazano silną współzależność pomiędzy cechami rozdzielczości fazy wzmocnienia, przewodnictwem elektrycznym i charakterystyką mechaniczną uzyskaną podczas testów naprężeniowych. Stwierdzono, że zaproponowany wskaźnik regularności, znormalizowany wskaźnik regularności i wymiar podobieństwa są wyraźnie skorelowane z wytrzymałością mechaniczną i przewodnictwem elektrycznym (współczynnik korelacji liniowej na poziomie 0,98 – 0,99).

Słowa kluczowe: materiał kompozytowy Cr-Cu, własności fizyczne, mikrostruktura, wymiar podobieństwa

1. WSTĘP

Materiały do produkcji zestyków opalnych pracujących przy średnim i wysokim napięciu (10 – 36 kV) oraz przy wysokich wartościach natężenia prądu (20 – 100 kA) muszą spełniać określone warunki w zakresie wytrzymałości mechanicznej, przewodnictwa elektrycznego, możliwości dyfuzji ciepła, odporności na łączenie się plamek katodowych oraz nastawienie stacjonarnego łuku elektrycznego podczas wyginania się łuku [1]. Istnieje szereg materiałów spełniających te warunki, takich jak metalowe materiały kompozytowe z przewodzącą elektryczność matrycą miedzaną oraz metale ogniotrwałe, takie jak chrom, wolfram i molibden zastosowane, jako komponenty wzmacniające. Oczywiście jest, że materiały te muszą posiadać określony skład i mikrostrukturę, które zależą od sposobu ich uzyskiwania. Jednakże nie istnieją metody analityczne optymalizacji mikrostruktury, nie stwierdzono też jej związków z jakąś konkretną technologią. Dlatego konieczną mikro-

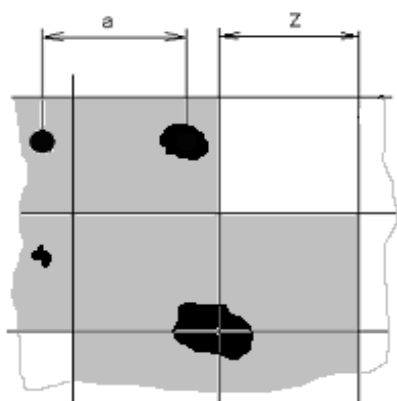
strukturę można uzyskać na drodze eksperymentów poprzez pracochłonne opracowanie i testy środowiskowe komór próżniowych.

Podczas testowania jednego z takich materiałów o składzie Cr50% mass-Cu ustalono, że materiał uzyskany za pomocą termodruku ma przewagę w zakresie własności mechanicznych i elektrycznych nad materiałami uzyskanymi na drodze tradycyjnej, czyli wstępnego wytłaczania i końcowego spiekania w obecności fazy ciekłej [2]. Metalografia ilościowa mikrostruktur tych materiałów nie daje ostatecznego dowodu na tę przewagę. Mniejszy rozmiar cząsteczek w fazie wzmocnienia może powodować większą wytrzymałość mechaniczną, ale nie wyjaśnia lepszego przewodnictwa elektrycznego. Co więcej, materiały uzyskane za pomocą termodruku i posiadające takie same rozmiary cząsteczek w fazie wzmocnienia (13 – 14 mikrometrów) wykazywały znaczące różnice własności fizycznych w zależności od zastosowanych wstępnych metod prasowania. Rozkład rozmiarów cząsteczek we wszystkich badanych materiałach był bliski logarytmiczno-normalnemu, a rozkład ich

form oszacowanych za pomocą czynnika kształtu Sałtykova [3] wykazało dominację cząsteczek wielościennych i kulistych w mikrostrukturach.

Tak więc pojawia się kwestia dokładniejszego oszacowania jakości mikrostruktur niż to umożliwiające przez metalografię ilościową.

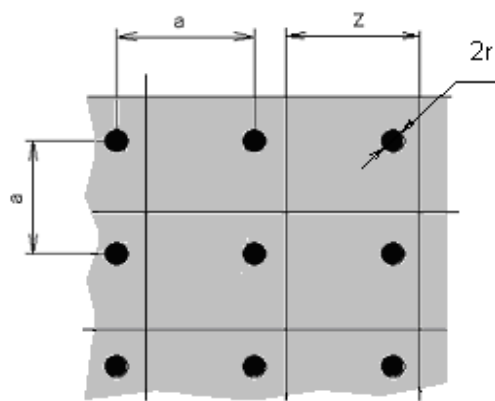
Można zakładać, że właściwości fizyczne metalowych materiałów kompozytowych zależą nie tylko od wzmocnienia rozmieszczenia cząsteczek, lecz również od ich zdolności do tworzenia regularnej struktury, która zapewnia większą wytrzymałość mechaniczną oraz gwarantuje stabilny sposób przepływu prądu elektrycznego przez matrycę przewodzącą, czyli lepsze i stabilniejsze przewodnictwo elektryczne.



a

2. WYNIKI I ICH OMÓWIENIE

W celu oszacowania stopnia przybliżenia mikrostruktury rzeczywistej do mikrostruktury regularnej, zaproponowano wskaźnik w oparciu o charakterystyki geometryczne uzyskane za pomocą metalografii ilościowej. Do aproksymowania rzeczywistej mikrostruktury używana jest idealna regularna struktura, zawierająca sferyczne cząstki o średnicy $2r$, równej średnicy Fereta cząstek wzmacniających oraz o odległości środków równej minimalnej odległości pomiędzy cząsteczkami w rzeczywistej strukturze (Rys. 1). Obraz mikrostruktury jest pokryty siatką o rozmiarze oczek z równym odległości między środkami mikrostruktury idealnej a . Jeżeli tylko jeden piksel obrazu cząsteczki w fazie wzmocnienia znajduje się wewnątrz oczka siatki, oczko zostaje zamalowane, w odwrotnym przypadku, pozostaje niezamalowane.



b

Rys. 1. Wskaźnik rzeczywistej mikrostruktury (a) zbliżanie się do idealnej regularnej struktury (b) obliczanie

Wartość ilościowa wskaźnika obliczana jest jako liczba zamalowanych oczek sieci podzielona przez całkowitą liczbę oczek, czyli:

$$K_r = N_p / (N_p + N_u) \quad (1)$$

gdzie

N_p – liczba zamalowanych oczek,

N_u – liczba niezamalowanych oczek.

Ta metoda obliczeń podobna jest do obliczeń za pomocą wymiaru pudełkowego [4], lecz nie wykonuje się tutaj ani zagęszczenia sieci, ani obliczania wartości granicznej współczynnika. Tak więc obliczenie (1) jest proste i szybkie. W sensie fizycznym, wskaźnik zbliżania się mikrostruktury rzeczywistej do mikrostruktury regularnej (czyli, w skrócie, wskaźnik regularności) to względna częstotliwość (prawdopodobieństwo

w wartości granicznej), z jaką cząsteczka fazy wzmocnienia uderza w obszar, w którym powinna być umieszczona cząsteczka idealnej struktury regularnej [5]. Jasne jest, że pokrycie idealnej struktury regularnej siecią posiadającą oczka o określonym rozmiarze prowadzi do sytuacji, kiedy przynajmniej jedna cząsteczka uderza w każde oczko, czyli wskaźnik regularności wynosi 1. Im wskaźnik regularności jest bliższy wartości 1, tym mikrostruktura jest bliższa mikrostrukturze regularnej. Można wziąć pod uwagę inne szablony struktury regularnej, ale wynik wskaźnika kalkulacji będzie bliski lub równy 1.

Proponowany wskaźnik nie bierze pod uwagę rzeczywistej struktury rozmiaru cząsteczek, więc należałoby go znormalizować, na przykład w następujący sposób:

$$K_n = K_r Z / (2r) \quad (2)$$

Znormalizowany wskaźnik powinien być bardziej wrażliwy na właściwości fizyczne badanego materiału. Odwrotny współczynnik normalizacji może być również zastosowany, lecz okazuje się że tak uzyskany model cechuje się słabszą możliwością stosowania. Aby zweryfikować stopień współzależności pomiędzy proponowanymi wskaźnikami, wymiarem podobieństwa i własnościami fizycznymi materiału, obliczono współczynnik współzależności według powszechnie znanej relacji:

$$R = COV(X, Y) / (\sigma_x \sigma_y) \quad (3)$$

gdzie

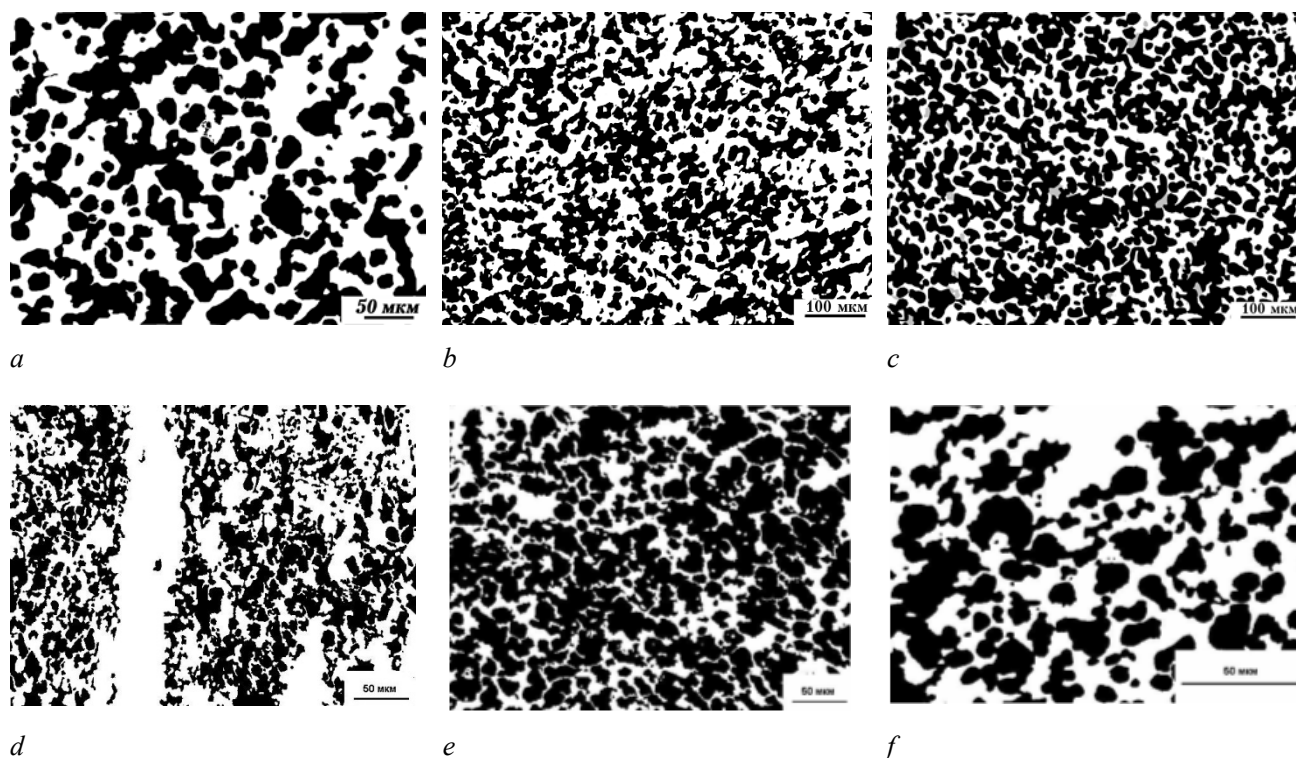
X – macierz wartości fizycznych,

Y – macierz proponowanych wartości wskaźnika.

Tak więc celem niniejszego artykułu jest weryfikacja stopnia zbliżenia struktury rzeczywistej do idealnej struktury regularnej pod względem własności fizycznych materiałów.

Rozpatrywano dwie grupy materiałów o składzie Cr50% mass-Cu, przy czym jedną z nich otrzymano za pomocą tradycyjnego tłoczenia proszków oraz spiekania w obecności fazy ciekłej [2], natomiast drugą za pomocą termodruku. Próbkę materiałów

otrzymano w następujący sposób: proszek chromu, wytworzony przez redukcję, został zmieszany z proszkiem miedzi w młynie typu attritor, a potem sprasowany pod ciśnieniem 300–400 MPa i spieczony w temperaturze 1150–1200°C w atmosferze wodoru. Następnie druga grupa próbek materiałów została dodatkowo sprasowana metodą termodruku w temperaturze 850°C, póki próbki nie uzyskały gęstości 0,97–0,99 w stosunku do gęstości teoretycznej. Następnie próbki zostały poddane hartowaniu w temperaturze 650 °C w atmosferze argonu, w celu eliminacji obciążeń mechanicznych. Każda grupa materiałów została podzielona na trzy partie: pierwszą zależną od rozmiaru cząsteczek fazy wzmocnienia oraz drugą zależną od porowatości. Próbkę z trzeciej partii drugiej grupy zostały dodatkowo sprasowane pod ciśnieniem 500–700 MPa i w temperaturze pokojowej. Każda partia zawierała 15 próbek. W dalszej kolejności cienkie fragmenty na każdej próbce zostały sfotografowane aparatem cyfrowym, a obrazy mikrostruktur przetworzone za pomocą oprogramowania AMIS [6] (patrz Rys. 2) tak, aby uzyskać dane metalografii ilościowej i obliczyć zarówno proponowane wskaźniki, jak i wymiary podobieństwa dla każdej mikrostruktury.



Rys. 2. Mikrostruktury materiałów po przetworzeniu przez oprogramowanie AMIS: pierwsza grupa, pierwsza partia (a), pierwsza grupa, druga partia (b), pierwsza grupa, trzecia partia (c), druga grupa, pierwsza partia (d), druga grupa, druga partia (e), druga grupa, trzecia partia (f).
Cząsteczki fazy wzmocnienia pomalowane są na czarno

Następnie, za pomocą testu mechanicznego, obliczono wytrzymałość na rozciąganie, granicę rozciągłości i wydłużenie względne. Oporność, z kolei, zmierzono za pomocą testów elektrycznych. Wymienione własności fizyczne i obliczone wskaźniki mikrostruktury umieszczono w tabeli 1.

Następnie obliczono wskaźniki współzależności osobno dla pierwszej i dla drugiej grupy materiałów. Wskaźniki te zawiera tabela 2.

Można zaobserwować, że oba zaproponowane wskaźniki oraz wymiar podobieństwa są wyraźnie

skorelowane z własnościami fizycznymi. Interesujące jest, że istnieje ściśle powiązanie pomiędzy znormalizowanym wskaźnikiem regularności a granicą rozciągłości, podczas gdy znana zależność Halla-Petcha [7-9] opisuje zależność granicy rozciągłości od rozmiaru ziaren materiału. Kwestia, czy proponowane wskaźniki jakości mikrostruktury są wystarczająco niezawodne dla innych klas materiałów jest przedmiotem dalszych badań.

Tabela 1.

Właściwości fizyczne i wskaźniki mikrostruktury materiałów

Grupa	Partia	Właściwości materiałów i wskaźniki mikrostruktury							
		Gęstość względna	Przewodnictwo (MSm/m)	Granica rozciągłości (MPa)	Punkt przerwania (MPa)	Wydłużenie względne (%)	Wskaźnik regularności	Znormalizowany wskaźnik regularności	Wskaźnik wymiaru podobieństwa
1	1	0,985	11,11±0,55	186±9	190±10	1,2±0,06	0,960	0,980	1,87
	2	0,982	9,91±0,49	121±6	133±7	0,27±0,01	0,999	0,940	1,89
	3	0,981	9,52±0,48	120±6	130±7	0,2±0,01	0,990	0,847	1,93
2	1	0,983	13,89±0,35	305±17	478±23	7±1	0,875	0,911	1,87
	2	0,986	22,22±0,67	346±15	485±24	9,8±1	0,998	0,970	1,95
	3	0,970	12,82±0,38	314±16	448±22	3,2±1	0,88	0,870	1,87

Tabela 2.

Korelacja pomiędzy wskaźnikami geometrycznymi mikrostruktury i własnościami fizycznymi

Grupa	Wskaźnik	Własności fizyczne			
		Przewodnictwo elektryczne	Granica rozciągłości	Punkt przerwania	Wydłużenie względne
1	Wskaźnik regularności	-0,904	-0,975	-0,967	-0,963
	Znormalizowany wskaźnik regularności	0,868	0,741	0,761	0,773
	Wymiar podobieństwa	-0,885	-0,765	-0,784	-0,795
2	Wskaźnik regularności	0,990	0,985	0,618	0,798
	Znormalizowany wskaźnik regularności	0,950	0,808	0,901	0,982
	Wskaźnik wymiaru podobieństwa	0,999	0,966	0,685	0,848

3. PODSUMOWANIE

Ustalono, że zaproponowany wskaźnik regularności, znormalizowany wskaźnik regularności i wymiar podobieństwa są wyraźnie skorelowane z wytrzymałością mechaniczną i przewodnictwem elektrycznym,

przynajmniej dla dwóch grup materiałów o składzie Cr50% mass-Cu i mogą być użyte, jako ilościowy wskaźnik jakości mikrostruktury, podczas gdy proponowane wskaźniki można obliczyć łatwiej i szybciej. Użycie obu proponowanych wskaźników oraz wymiaru podobieństwa dla innych klas materiałów wymaga dalszych badań.

Literatura

1. Slade P.G.: The vacuum interrupter – theory, design, and application. New York, CRC Press 2008.
2. Khomenko O.V., Bagliuk G.A., Minakova R.V.: Effect of deformation processing on the properties of Cu-50 % Cr composite. Powder Metallurgy and Material Ceramics 48(3-4), 2009, pp. 111-118.
3. Chernyavskii K.S.: Stereology in Metallurgy [in Russian], Metallurgiya, Moscow, 1977
4. Falconer K.: Fractal Geometry: Mathematical Foundations and Applications. New York, John Wiley & Son, 1999.
5. Khomenko O.I., Bahlyuk G.A.: Quantitative indicator of microstructure regularity of the material, (2015), Scientific Notes: Interuniversity collection (on discipline "Engineering") 49, 2015, pp. 155 – 159.
6. Khomenko O.I., Khomenko O.V.: Application of software system AMIC in quantitative metallography, Mathematical models and computer experiment in material, 16, 2014, pp. 35-42.
7. Hall E.O.: Deformation and aging of mild steel. Proceedings of the Physical Society. Section B, 64 (9), 1951, pp. 747-753.
8. Petch N.J.: The cleavage strength of polycrystals. The Journal of the Iron and Steel Institute, 174, 1953, pp. 25–28.
9. Firstov S. A., Lugovsky Yu. F.: Features microstructure influence on the strength of composite materials under static cyclic loading, Electron microscopy and strength of the materials, 15, 2015, pp. 83-88.

A. KHOMENKO, E. KHOMENKO, G. BAGLIUK
Department of corrosion and wear resistant powder
constructional materials
Frantsevich Institute for Problems of Materials
Science of NASU
Kyiv, Ukraine
home-n-cow@yandex.ru

B. MIEDZINSKI, A. KOZLOWSKI
Institute of Innovative Technologies EMAG
Katowice, Poland
b.miedzinski@ibemag.pl; a.kozlowski@ibemag.pl

Monitorowanie i prognozowanie zagrożeń sejsmicznych w kopalnianej stacji geofizyki górniczej

W artykule przedstawiono nowe funkcje systemu dyspozytorskiego przeznaczonego dla górniczych stacji geofizycznych. Przedstawiono funkcje związane z możliwością wyznaczania i interpretacji map tomografii pasywnej oraz nowego innowacyjnego rozwiązania polegającego na zastosowaniu metod inteligencji obliczeniowej do prognozowania tzw. energii EPZ w każdym z wyrobisk.

Słowa kluczowe: *prognozowanie zagrożeń sejsmicznych, tomografia pasywna, klasyfikacja, inteligencja obliczeniowa*

1. WSTĘP

Jednym z głównych zadań stacji geofizycznych w kopalniach węgla kamiennego jest monitorowanie oraz ustalanie stopnia zagrożenia tąpnięciami w czynnych wyrobiskach górniczych. W celu określenia tego stopnia stosowane są, w zależności od kopalni, różnego rodzaju szczegółowe metody oceny tego zagrożenia. Zazwyczaj są to metody [1]:

- sejsmoakustyczne,
- sejsmologiczne,
- wierceń małośrednicowych.

W celu zautomatyzowania prac wykonywanych przez pracowników stacji geofizycznych w Instytucie Technik Innowacyjnych EMAG [11] opracowano system teleinformatyczny Hestia, który obecnie jest udoskonalany i rozwijany w firmie SEVITEL Sp. z o.o.

System Hestia do przechowywania gromadzonych i przetworzonych danych pomiarowych wykorzystuje relacyjną bazę danych (w obecnej wersji jest to Microsoft SQL Server 2012) [12]. W bazie tej struktura kopalni odzwierciedlona jest w czterech tablicach:

- oddział,
- pokład,
- rejon,
- wyrobisko (rozumiane jako ściana lub chodnik).

Dla każdego wyrobiska wprowadzane są informacje o: stanie zagrożenia wynikającym z oceny rozpoznania górniczego, wysokości wyrobiska, typie wyrobiska, sposobie kierowania stropem, etc.

Do bazy danych systemu Hestia przekazywane są także informacje pochodzące z programów: analizy zjawisk sejsmoakustycznych ARES_E, oceny zagrożenia tąpnięciami metodą sejsmoakustyczną Ocena-Win, analizy i lokalizacji zjawisk sejsmicznych ARAMIS ME (wszystkie trzy to rozwiązania proponowane przez EMAG) oraz programu Multilok, którego producentem jest Główny Instytut Górnictwa. Informacjami tymi są m.in.: wartości odchyłek zmianowych energii i aktywności sejsmoakustycznej, ocena zagrożenia wynikająca z metody sejsmoakustycznej (wykonywanej dla każdego wyrobiska po każdej zmianie), współrzędne epicentrum i czas rejestracji zjawiska sejsmicznego oraz sejsmoakustycznego, energia zjawiska sejsmicznego. W bazie danych systemu przechowywane są również informacje wprowadzane przez użytkownika, są to, np. wartości postępu chodników i ścian oraz informacje o wykonanych wierceniach [12].

2. OCENA ZAGROŻENIA I RAPORTOWANIE

Podstawowym zadaniem Hestii jest ocena zagrożenia tąpnięciami metodą kompleksową według instrukcji GIG [1]. Dla każdego wyrobiska możliwe jest wykonanie ocen szczegółowych i złożonych. System umożliwia wykonywanie ocen po każdej zakończonej zmianie i generowanie tzw. Raportu zbiorczego

(rys. 1), który każda stacja geofizyczna zobowiązana jest opracowywać, co najmniej raz dziennie.

W obecnej wersji Hestia umożliwia dokonywanie oceny zagrożenia na podstawie: parametrów ogniska sejsmicznego (moment sejsmiczny oraz indeks energii), zmian w oknie czasowym wartości współczynnika b relacji Gutenberga-Richtera oraz maksymalnych amplitud prędkości drgań cząstek górotworu

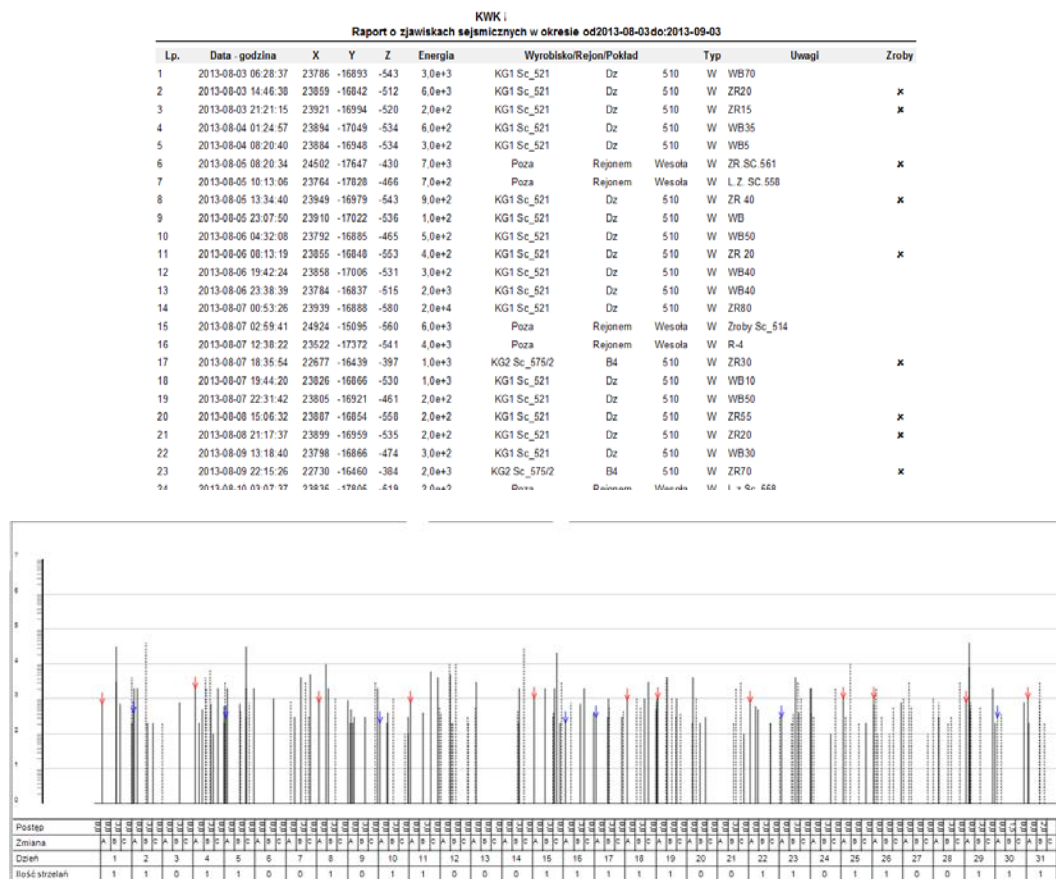
(PPV) w otoczeniu wyrobisk gdzie prowadzone są roboty górnicze.

Poza raportem zbiorczym Hestia posiada duże możliwości generowania raportów, zestawień i wykresów, np.: o zarejestrowanych zjawiskach sejsmicznych (rys. 2), liczbie wstrząsów w zakresach energii (od 10^2 J do 10^7 J), histogramu wstrząsów (rys. 2), sumarycznej energii wstrząsów etc.

The screenshot shows a complex spreadsheet-like interface with multiple tabs and data sections. Key sections include:

- WYKAZ ZJAWISK SEJSMICZNYCH**: A table listing seismic events with columns for date, time, location, magnitude, and energy.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A summary table of recorded earthquakes with energy greater than 10^4 J.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: Another summary table, possibly for a different time period or location.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A third summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fourth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fifth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A sixth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A seventh summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: An eighth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A ninth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A tenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: An eleventh summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twelfth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fourteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fifteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A sixteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A seventeenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: An eighteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A nineteenth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twentieth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-first summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-second summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-third summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-fourth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-fifth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-sixth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-seventh summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-eighth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A twenty-ninth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirtieth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-first summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-second summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-third summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-fourth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-fifth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-sixth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-seventh summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-eighth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A thirty-ninth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fortieth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-first summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-second summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-third summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-fourth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-fifth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-sixth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-seventh summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-eighth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A forty-ninth summary table.
- WYKAZ ZAREJESTROWANYCH WSTRZĄSÓW O ENERGIJ PORÓJNIEJ 10^4 J**: A fiftieth summary table.

Rys. 1. Widok dziennego raportu zbiorczego o stopniu zagrożenia tąpnięciami



Rys. 2. Widok raportu i histogram o zjawiskach sejsmicznych

3. WIZUALIZACJA

Ważną częścią działalności stacji geofizycznych (w szczególności dla wyrobisk zagrożonych łąpaniami) jest wizualizacja zarejestrowanych zjawisk na mapach pokładowych. System Hestia posiada bardzo rozbudowane możliwości wizualizacyjne w postaci wizualizacji dwuwymiarowej i trójwymiarowej.

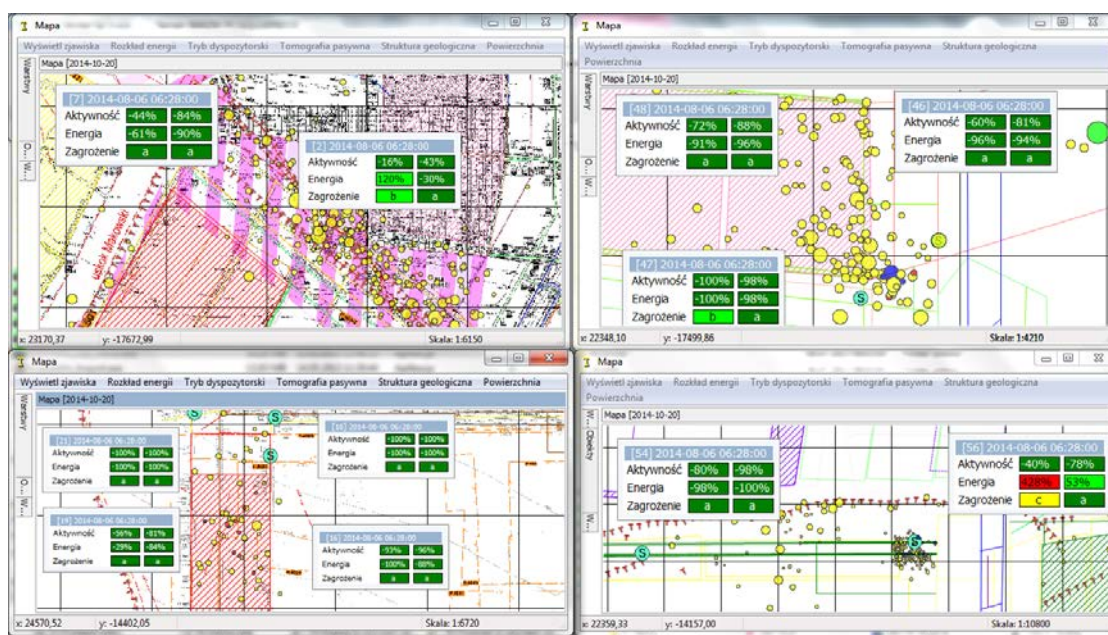
Moduł wizualizacyjny wyposażony jest w edytor map pokładowych umożliwiający ich rysowanie i edycję, a także import map cyfrowych (np. AutoCad) i map rastrowych (jpg, bmp, png, tiff). Program edycji map zawiera dużą liczbę predefiniowanych obiektów graficznych (uskok, zroby, chodnik, pochylnia, sejsmometr, geofon, budynek, droga itd.), które w znaczący sposób ułatwiają tworzenie mapy.

Mapy rysowane i drukowane są w skali definiowanej przez użytkownika. Struktura warstwowa pozwala na dowolne konfigurowanie wyświetlania struktury kopalni.

Poniżej wymieniono kilka funkcji modułu wizualizacyjnego:

- rysowanie i edycja map pokładowych, w szczególności: rysowanie map w skali, rysowanie na poszczególnych warstwach;
- definiowanie raportów graficznych (mapy dekadowe, miesięczne i kwartalne); mapa z naniesionymi zjawiskami o typie, energii i za okres czasu zdefiniowany przez użytkownika; mapa dynamiczna, na której użytkownik może obserwować kolejność pojawiania się zjawisk i postęp ściany (modelowanie upływu czasu);

- grupowanie zjawisk sejsmoakustycznych ze względu na podobieństwo ich lokalizacji i czasu wystąpienia; w zależności od zdefiniowanej liczby grup użytkownik może śledzić gdzie znajdują się największe grupy zjawisk; wizualizacja utworzonych grup ułatwia proces analizy, w jakich rejonach wyrobiska obserwujemy obszary (tworzone przez grupy zjawisk) o podwyższonej aktywności sejsmoakustycznej;
- rysowanie mapy wizualizującej średnią wartość energii sejsmicznej wydzielanej w danym fragmencie wyrobiska;
- tryb dyspozytorski (Rys. 3) pozwalający na bieżącą ocenę stanu zagrożenia – polega on na wyświetlaniu w wielu oknach wizualizacyjnych przedstawiających strukturę kopalni, obecnego stanu występowania zjawisk sejsmicznych i sejsmoakustycznych oraz stanu zagrożenia sejsmoakustycznego definiowanego na podstawie rejestracji geofonów (odchyłka energii i aktywności, bieżąca ocena zagrożenia sejsmoakustycznego godzinowa i zmianowa);
- wizualizacja trójwymiarowa pozwalająca na wyświetlenie przestrzennej struktury kopalni wraz z jej strukturą geologiczną oraz zjawiskami sejsmicznymi; w wizualizacji 3d uskoki i szyby mogą mieć różną wysokość oraz pochylenie; istnieje możliwość powiększania oraz obracania całego widoku trójwymiarowego kopalni;
- generowanie przekrojów, które pozwala na wizualizację przekroju struktury geologicznej na płaszczyźnie w dowolnym miejscu w przestrzeni; na płaszczyznę przekroju można nanieść zjawiska sejsmiczne, jako punkty lub okręgi o średnicy zależnej od energii zjawiska.



Rys. 3. Widok trybu dyspozytorskiego z wieloma oknami wizualizacyjnymi opartymi na mapach rastrowych wraz ze stanami geofonów i zjawiskami sejsmicznymi

4. MAPY TOMOGRAFICZNE

Coraz częściej do oceny zagrożenia sejsmicznego w kopalniach stosuje się metody tomograficzne [3, 4, 5, 6]. W przypadku tomografii pasywnej wykorzystuje się rejestracje zjawisk sejsmicznych. Po rejestracji wstrząsów (i po ich zlokalizowaniu) ogniska wstrząsów stanowią źródła, które inicjowały falę sejsmiczną prześwietlającą górotwór, którą zarejestrowały seismometry rozmieszczone w wyrobiskach. Wykorzystanie map tomograficznych badanego obszaru polega zazwyczaj na porównaniu obrazów pola prędkości w zmieniających się oknach czasowych. Takie rozwiązanie umożliwia śledzenie procesu przemieszczania się obszarów potencjalnie zagrożonych [4].

We współpracy z Instytutem Geofizyki Polskiej Akademii Nauk w Warszawie opracowano moduł do generowania modelu prędkościowej tomografii pasywnej, która jest techniką bezinwazyjnego obrazowania budowy wewnętrznej górotworu. W oprogramowaniu tym wykorzystano analizę prędkości rozchodzenia się fali sejsmicznej P, a otrzymywane modele tomografii prędkościowej odtwarzają przestrzenny rozkład anomalii prędkości fal sejsmicznych [4]. Do stworzenia obrazu tomograficznego wykorzystywane są czasy wejść fali P, które są ustawiane w oprogramowaniu do lokalizacji zjawisk sejsmicznych Aramis ME, a parametrem badanym jest prędkość fali. Metodyka tego podejścia polega na analizie związku czasu propagacji fali P z rozkładem prędkości. Na tej podstawie generowane są czasy przejścia fali sejsmicznej ze źródła do czujnika.

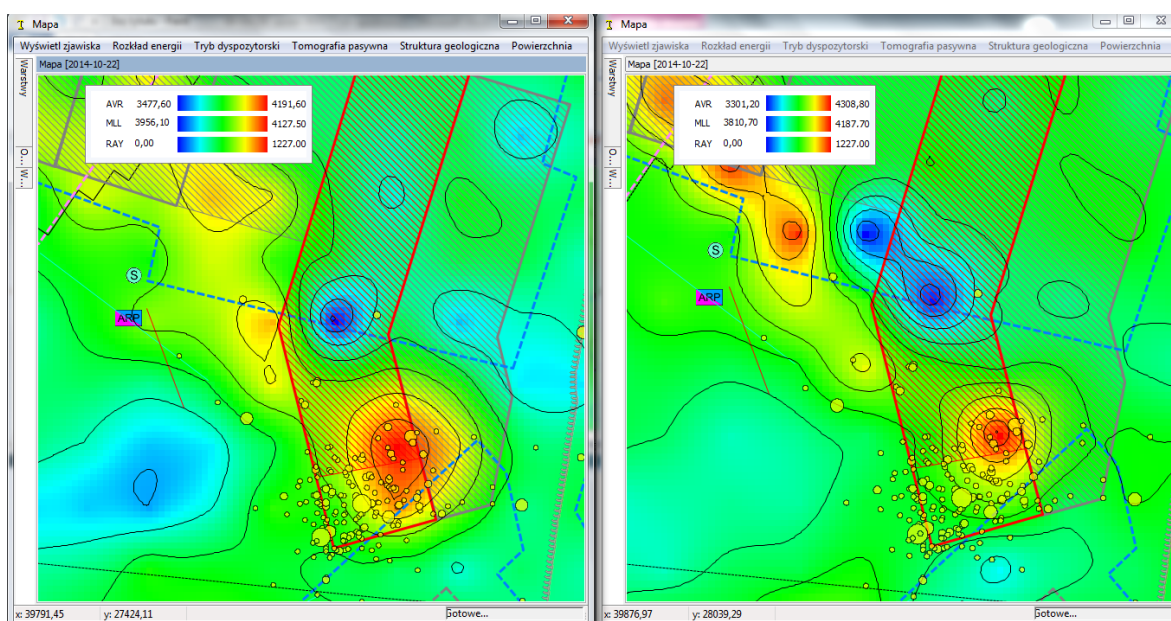
Moduł rysowanie map tomograficznych zaimplementowany został w Instytucie Geofizyki PAN [2], jednak jest on w pełni zintegrowany z systemem Hestia. Komunikacja z modulem rysowania map, w szczególności wybór algorytmów generujących mapy i ustawienie wartości ich parametrów odbywa się za pośrednictwem graficznego interfejsu użytkownika udostępnianego przez system Hestia.

Proces generowania tego modelu składa się z trzech faz:

- Tworzenia modelu mapy tomografii pasywnej, jako wartości prędkości w poszczególnych węzłach.
- Wygładzania mapy czyli generowania pośrednich wartości prędkości pomiędzy węzłami siatki.
- Tworzenia izolinii prędkości na mapie tomografii pasywnej.

W rezultacie działania modułu generowania map tomograficznych, użytkownik otrzymuje dwa modele tomografii pasywnej: model najbardziej prawdopodobny (MLL) oraz model uśredniony (AVR). Z doświadczeń eksploatacyjnych wynika, że najbliższy rzeczywistości jest model uśredniony. Utworzoną mapę można wizualizować w module wizualizacyjnym. Po wczytaniu wykonanej mapy do modułu wizualizacyjnego dodane zostaną następujące warstwy:

- mapa modelu najbardziej prawdopodobnego (MLL),
- mapa modelu uśrednionego (AVR),
- mapa pokrycia promieni (RAY),
- izolinie mapy modelu uśrednionego (ISO_AVR),
- izolinie mapy modelu najbardziej prawdopodobnego (ISO_MLL).



Rys. 4. Wygenerowane różne warianty mapy tomograficznej wraz z naniesionymi zjawiskami sejsmicznymi z następnego miesiąca

Każda z tych warstw to oddzielny plik tekstowy. Na mapach, kolor czerwony oznacza maksymalną prędkość fali podłużnej, natomiast kolor niebieski – minimalną prędkość fali podłużnej w górotworze. Dodatkowo, na mapy nanoszone są izoliny z wartościami prędkości fali. Wszystkie warstwy dotyczące tomografii pasywnej podlegają takim samym regułom jak warstwy mapy (ukrywanie, zmiana kolejności, itd.).

Założeniem autorów oprogramowania nie było przeprowadzanie modelowania w sposób automatyczny lecz udostępnienie większości parametrów dla operatora, aby to on mógł sterować procesem tworzenia mapy tomograficznej. Zastosowane techniki dają różne, aczkolwiek przybliżone rezultaty, więc o stosowanej technice oraz parametrach modelowania na danej kopalni decyduje geofizyk. Po etapie wdrożenia i wykonaniu prób z różnymi modelami i ustawieniami, jest w stanie ocenić jaki sposób postępowania jest dla danej kopalni odpowiedni.

5. PROGNOZOWANIE ENERGII EPZ, JAKO FORMA PROGNOZOWANIA ZAGROŻENIA

W ramach projektu realizowanego w Instytucie EMAG wspólnie z firmą Sevitel Sp. z o.o Politechnika Śląską i Uniwersytetem Warszawskim opracowano moduł umożliwiający prognozowanie sumarycznej energii EPZ, jaka wydzieli się w obrębie danego wyrobiska w okresie najbliższej godziny i zmiany. Propozycja metodyki prognozy zagrożenia sejsmicznego bazującej na energii EPZ wydzielanej w wyrobisku przedstawiona została w najnowszej instrukcji opisującej sposób oceny zagrożeń sejsmicznych w kopalniach węgla kamiennego [1]. W propozycji tej znajduje się jedynie opis sposobu obliczania energii EPZ, jako sumarycznej energii zarejestrowanych wstrząsów oraz odpowiednio przeliczonej emisji sejsmicznej rejestrowanej przez geofony zamontowane w danym wyrobisku oraz sugestia dotycząca horyzontu czasowego prognozy.

Do chwili obecnej trwają prace nad opracowaniem wystarczająco dobrych algorytmów analitycznych umożliwiających rozwiązanie zadania prognozy z akceptowalną przez użytkownika dokładnością. Dokładność rozumiana jest jako czułość (wykrywanie sytuacji, w których prognozowana wartość energii przekroczy ustalony próg bezpieczeństwa np. $5 \cdot 10^5 \text{ J}$) i specyficzność metody (czyli minimalizacja tzw. fałszywych alarmów). Do teraz stosowano dwa podejścia analityczne jedno bazujące na analizie szeregów czasowych

[8, 9] i drugie bazujące na metodach indukcji reguł klasyfikacyjnych [7, 10, 13].

W ramach prac prowadzonych w projekcie przeanalizowano dane pochodzące z kilkunastu ścian wydobywczych i chodników. Analiza ta pozwoliła na wypracowanie metodyki postępowania obejmującej akwizycję, przekształcanie danych pomiarowych, ich analizę [10, 13] oraz zastosowanie do prognozowania realizowanego on-line.

Wykorzystując rezultaty przeprowadzonych eksperymentów, można zaproponować następujący schemat tworzenia i wdrażania klasyfikatora regułowego do prognozowania zagrożeń sejsmicznych (rys. 5). Klasyfikator jest podstawowym składnikiem systemu prognostycznego. System dokonuje akwizycji i agregacji danych pomiarowych, które następnie stanowią podstawę do trenowania klasyfikatora. Pomijając kwestie implementacyjne, możemy powiedzieć, że proces trenowania klasyfikatora uruchamiany jest cyklicznie na zwiększającym się zbiorze przykładów i jest powtarzany dopóty, dopóki otrzymany klasyfikator nie uzyskuje wyników lepszych od zadanych wartości minimalnych. W szczególności prognozy klasyfikatora muszą być lepsze od prognoz generowanych za pomocą metod stosowanych rutynowo. Klasyfikator spełniający wymagania minimalnej jakości stosowany jest następnie do napływających danych pomiarowych, cały czas monitorowana jest także jakość generowanych prognoz.

Proces tworzenia klasyfikatora jest wieloetapowy i polega na trenowaniu różnych klasyfikatorów, sprawdzaniu ich efektywności w drodze walidacji krzyżowej i wyborze tego, który osiąga najwyższe wartości ustalonego kryterium jakości. Konieczne jest zatem: zebranie odpowiedniego zbioru danych treningowych, opracowanie procedury trenowania i doboru optymalnych wartości parametrów algorytmu prognozowania, określenie minimalnej akceptowalnej jakości prognoz, zdefiniowanie procedury nadzorującej jakość prognoz, wreszcie – zdefiniowanie procedury wyboru przykładów treningowych w przypadku konieczności ponownego trenowania systemu.

Z koniecznością ponownego trenowania systemu autorzy zetknęli się głównie podczas prognozowania stężenia metanu. W celu wyboru nowego zbioru przykładów treningowych stosowano wtedy prostą procedurę, polegającą na rozszerzeniu istniejącego zbioru treningowego o najnowsze dane pomiarowe. Jeśli rozmiar zbioru przykładów był zbyt duży, to usuwano z niego najstarsze rekordy. Chociaż badań takich nie prowadzono, wydaje się, że w przypadku zagrożeń sejsmicznych i ewentualnej konieczności ponownego trenowania klasyfikatora sensowne byłoby usuwanie jedynie najstarszych przykładów reprezentujących większośćową klasę decyzyjną brak

zagrożenia. Do reguł utworzonych w sposób automatyczny mogą być dołączane reguły definiowane przez eksperta dziedzinowego. Reguły te mogą reprezentować pewne zdroworozsądkowe zależności lub mogą być odzwierciedleniem wiedzy górniczej.

Aby porównać wyniki klasyfikatora i metody rutynowej (metoda kompleksowa wykonywana zgodnie z instrukcją [1]), przyjęto, że ocena rutynowa odpowiada ocenie klasyfikatora brak zagrożenia, natomiast pozostałe wyniki metody rutynowej (b, c, d) odpowiadają ocenie klasyfikatora, wskazującej na zagrożenie (jest zagrożenie). Wyniki porównania przeprowadzonego dla dwóch ścian wydobywczych zaprezentowano w tabeli 1. W tabeli tej zamieszczono także informację o bazowej dokładności wynikającej z liczby rzeczywiście zarejestrowanych stanów zagrożenia.

Tabela 1.
Porównanie dokładności prognoz klasyfikatora regułowego i metod rutynowych

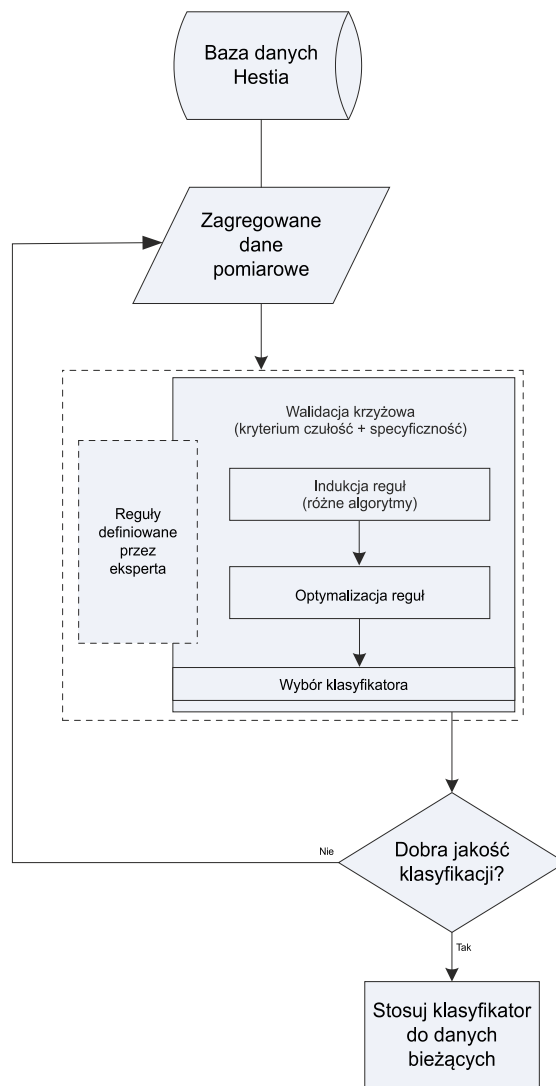
Zadanie prognozy/ wytwarzisko	Metoda	Stan „jest zagrożenie” [%]	Stan „brak zagrożenia” [%]
Zadanie 1 SC503	klasyfikator	75.2	93.6
	rutynowa	56.8	57.0
	bazowa	17.2	82.8
Zadanie 1 SC508	klasyfikator	81.5	73.1
	rutynowa	77.0	43.0
	bazowa	11.3	88.7
Zadanie 3 SC503	klasyfikator	63.2	73.2
	rutynowa	52.5	82.4
	bazowa	10.8	89.2
Zadanie 3 SC508	klasyfikator	51.4	72.9
	rutynowa	48.3	47.8
	bazowa	6.1	93.9

Wyniki zamieszczone w tabeli 1 jednoznacznie pokazują, że dla celu prognozowania zagrożeń sejsmicznych oceny generowane przez klasyfikator są zdecydowanie dokładniejsze od ocen generowanych przez metodę rutynową. Dopuszczenie klasyfikatora jako uzupełniającej metody oceny zagrożenia sejsmicznego wymaga jednak podjęcia wielu działań formalnych.

Algorytmy indukcji reguł nie są algorytmami zbyt stabilnymi. W niektórych przypadkach małe zmiany w zbiorze przykładów treningowych mogą powodować duże zmiany modelu prognostycznego. Z tego powodu dla każdego nowego wyrobiska górniczego powinien zostać zbudowany oddzielny klasyfikator dedykowany do generowania prognoz właśnie dla tego wyrobiska. Wymaga to pewnego okresu rozruchowego metody. Badania przedstawione w pracy [13] pokazały, że utwo-

wienie jednego uniwersalnego modelu dla dowolnego wyrobiska jest niemożliwe.

W chwili obecnej system Hestia rozszerzany jest o moduł analityczny i prognostyczny umożliwiający realizację koncepcji przedstawionej na rysunku 5.



Rys. 5. Metodyka tworzenia systemu prognozującego wartość energii EPZ

6. PODSUMOWANIE

System wspomagania pracy stacji geofizyki górniczej Hestia pracuje od kilku lat w większości stacji geofizycznych polskich kopalń węgla kamiennego oraz w kilkunastu kopalniach zagranicznych (Chiny, Rosja). Dzięki cennym uwagom dotychczasowych użytkowników udało się w znaczącym stopniu zautomatyzować proces oceny stanu zagrożenia, a sam system Hestia wzbogacić o wiele użytecznych op-

cji. Bogaty zestaw funkcji oraz możliwości konfiguracyjnych, pozwala w łatwy sposób zarządzać danymi gromadzonymi w bazie danych.

W obecnej chwili prowadzone są prace nad dalszym rozwojem systemu. Prace te dotyczą głównie rozwoju tomografii pasywnej oraz włączenia modułu prognozy EPZ do standardowej funkcjonalności systemu.

Rezultaty prac opisanych w niniejszej publikacji były częściowo realizowane i finansowane z funduszu projektu PBS2/B9/20/2013 uzyskanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych.

Literatura

1. Barański A. i inni: Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia tąpnięciami w kopalniach węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje Nr 22, Katowice 2012.
2. Dębski W.: Seismic tomography software package. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. B-30(353)*, 1-105, 2002.
3. Dębski W.: The probabilistic formulation of the inverse theory with application to the selected seismological problems. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad.Sc. B19(293)*, 1-173, 1997.
4. Dębski W.: Tomografia sejsmiczna w zastosowaniach górniczych. *Przegląd Górniczy* 68(7), 67-71, 2012.
5. Dokumentacja oprogramowania mctom7. IGF PAN, Warszawa 2013.
6. Dubiński J., Lurka A., Mutke G.: Zastosowanie metody tomografii pasywnej do oceny zagrożenia sejsmicznego w kopalniach. *Przegląd Górniczy* Nr. 3, 1998.
7. Kabiesz J., Sikora B., Sikora M., Wróbel Ł.: Application of rule-based models for seismic hazard prediction in coal mines. *Acta Montanistica Slovaca* 18(4), pp. 262-277, 2013.
8. Kornowski, J., 2003. Linear prediction of aggregated seismic and seismoacoustic energy emitted from a mining longwall. *Acta Montana, Ser. A* 22, 4-14.
9. Kornowski, J., Kurzeja, J., 2012. Prediction of rockburst probability given seismic energy and factors defined by the expert method of hazard evaluation. *Acta Geophysica* 60, 472-486 2012.
10. Sikora M.: Induction and pruning of classification rules for prediction of microseismic hazard in coal mines. *Expert Systems with Applications* 38(6), s. 6748-6758, 2011.
11. Sikora M.: System wspomagania pracy stacji geofizycznej – Hestia. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, nr 12, 15-19, Katowice 2003.
12. Sikora M., Mazik P.: W kierunku większych możliwości oceny zagrożenia sejsmicznego – systemy Hestia i Hestia Mapa. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, nr 3, 5-12, Katowice 2009.
13. Sikora M., Wróbel Ł.: Application of rule induction algorithms for analysis of data collected by seismic hazard monitoring systems in coal mines. *Archives of Mining Sciences*, 55(1), s. 91-114, 2010.

PIOTR MAZIK, GRZEGORZ GALOWY
 Sevitel Sp. z o.o.,
 Katowice
 p.mazik@sevitel.pl; g.galowy@sevitel.pl

ŁUKASZ WRÓBEL
 Instytut Technik Innowacyjnych EMAG
 Katowice
 l.wrobel@ibemag.pl

Możliwości oceny i poprawy jakości usług głosowych w kopalnianych systemach łączności telefonicznej i alarmowej

Prezentowano wybrane metody oceny jakości usług głosowych w telefonii z uwzględnieniem metod subiektywnych i obiektywnych. Opisano wpływ zjawiska echa akustycznego i liniowego oraz hałasu otoczenia na funkcjonowanie systemów łączności telefonicznej z uwzględnieniem trybu głośnomówiącego. Omówiono możliwości zastosowania techniki cyfrowej dla poprawy jakości usług głosowych w kopalnianych systemach łączności telefonicznej i alarmowej.

Słowa kluczowe: łączność telefoniczna, łączność alarmowa, bezpieczeństwo, telekomunikacja, transmisja głosu, redukcja szumów

1. WSTĘP

Kopalniane systemy łączności telefonicznej i alarmowej są istotnym elementem dla bezpiecznego funkcjonowania współczesnych kopalń głębinowych [15]. Umożliwiają między innymi przekazywanie poleceń, ostrzeżeń (w tym alarmowych), raportów. Dla realizacji swoich funkcji systemy te powinny cechować się odpowiednią jakością transmisji głosu w warunkach kopalń podziemnych.

Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie problematyki oceny jakości usług głosowych oraz zjawisk mających wpływ na jakość przekazywanej informacji.

2. OCENA JAKOŚCI USŁUG GŁOSOWYCH

Ocena zjawisk odbieranych naszymi zmysłami (np. słuchu czy wzroku) jest procesem niezwykle złożonym. To stwierdzenie dotyczy również oceny jakości rozmowy telefonicznej. Dla oceny jakości nie są wystarczające proste pomiary pewnych wielkości fizycznych takich jak np. tłumienność łącza, charakterystyka częstotliwościowa tłumienności łącza, itp. Dla oceny jakości rozmowy telefonicznej opracowano szereg metod które można podzielić na [12]:

- metody subiektywne polegające na odsłuchu rozmowy w zdefiniowanych warunkach i subiektywnej ocenie jakości rozmowy czy też usłyszanych fragmentów rozmowy,
- metody obiektywne polegające na rejestracji odebranych fragmentów rozmowy i ich zaawansowanej analizie, która daje odpowiedni wynik oceny.

Często metody oceny są wykorzystywane dla zbadania wpływu niektórych parametrów telefonów, czy łącza telefonicznego na jakość.

Do metod subiektywnych należą:

- badanie wyrazistości logatomowej [17] – odsłuch logatomów (syłab nie mających znaczenia w języku narodowym osób biorących udział w pomiarach) czytanych przez lektora, rezultat badania to stosunek liczby poprawnie odsłuchanych logatomów do całkowitej ich liczby zawartej w tekście,
- zastosowanie zdań nieprzewidywalnych semantycznie¹ [11] - odsłuch zdań nieprzewidywalnych semantycznie czytanych przez lektora, rezultat badania to udział poprawnie odebranych zdań lub wyrazów w zależności od przyjętej metody,

¹ sztucznie wygenerowane zdania, które mimo że składają się z poprawnych słów, to logicznego sensu nie mają, dlatego są semantycznie nieprzewidywalne (z sensu zdania nie można wywnioskować niezrozumianego słowa). Zdania te są poprawne składniowo, słowa są użyte zgodnie z regułami gramatyki, natomiast semantyka zdania jest całkowicie zaburzona.

- ocena w postaci wskaźnika MOS (*Mean Opinion Score*) [3, 7, 8] dotycząca
 - o bezwzględnej oceny jakości ACR (*Absolute Category Rating*). Wskaźnik MOS dla metody ACR otrzymuje się jako średnią wartość oceny wszystkich uczestników (w skali 1 – 5) w 3 kategoriach: bezwzględna ocena, wysiłek słuchowy, głośność.
 - o stopnia degradacji jakości DCR (*Degradation Category Rating*) Wskaźnik MOS dla metody DCR otrzymuje się jako średnią wartość oceny wszystkich uczestników (w skali 1 – 5)
 - o porównawczej oceny jakości CCR (*Comparison Category Rating*). Wskaźnik MOS dla metody CCR otrzymuje się jako średnią wartość oceny wszystkich uczestników (w skali -3 – +3),

Spośród metod obiektywnych można wymienić:

- metody porównawcze takie jak
 - o metoda **PSQM** [9] (*Psycho-Acoustic Speech Quality Measure*), która polega na porównaniu sygnału wejściowego (sztuczna mowa wg [P.4]) i sygnału wyjściowego po złożonych przekształceniach. Rezultat porównania sygnału jest przedstawiony w skali MOS,
 - o metoda **PAMS** (*Perceptual Analysis Measurement System*), która polega na porównaniu sygnału wejściowego i sygnału wyjściowego po przekształceniach z zastosowaniem tzw. transformaty słyszalności. Rezultat porównania sygnału jest przedstawiony w skali MOS,
 - o metoda **PESQ** [10] (*Perceptual Evaluation of Speech Quality*), którą można uważać za rozwinięcie metody PAMS,
- metoda **INMD** [5] (*In-service Non-intrusive Measurements Device*),
- metoda wg zalecenia P.563 [6],
- E-model,
- metoda Oceny Jakości Transmitowanego Dźwięku [1].

3. PARAMETRY WPŁYWAJĄCE NA JAKOŚĆ USŁUG GŁOSOWYCH

Wpływ rozmaitych parametrów na jakość usługi głosowej rozpatruje się w sytuacji słuchania, mówienia, konwersacji oraz wpływu szumów otoczenia [2].

Na jakość usługi głosowej w **sytuacji słuchania** wpływają następujące parametry:

- głośność (w stosunku do rozmowy między ludźmi z odległości 1m),

- jakość dźwięku zależna od parametrów systemu transmisyjnego takich jak szerokości pasma, charakterystyka częstotliwościowa, stosunek sygnału do szumów, zniekształcenia,
- zrozumiałość szczególnie istotna w przypadku obecności szumów.

Na jakość usługi głosowej w **sytuacji mówienia** wpływają następujące parametry:

- efekt lokalny telefonu mówcy,
- echo wywołane układami rozgałęźnymi oraz sprzężeniem mikrofonu i słuchawki (głośnika) w telefonie słuchającego

W **sytuacji konwersacji** na jakość usługi głosowej wpływają

- opóźnienie (szczególnie w systemach VoIP) – zwiększenie słyszalności echa
- jednoczesne mówienie obu rozmówców – włączanie tłumików echa, regulacje wzmocnień, maskowanie sygnału rozmównego przez echo

Szum otoczenia (tła, pomieszczenia) wpływa na jakość transmisji w różnych fazach rozmowy takich jak: przerwa, mówienie, słuchanie. Sygnał mowy może być zniekształcony przez układy redukcji szumów a odbiór sygnału mowy może być zaburzony przez szumy otoczenia. Jakość sygnału mowy w obecności szumów staje się jednym z najistotniejszych parametrów jakości usługi głosowej.

4. ZJAWISKO ECHA W SYSTEMACH ŁĄCZNOŚCI TELEFONICZNEJ

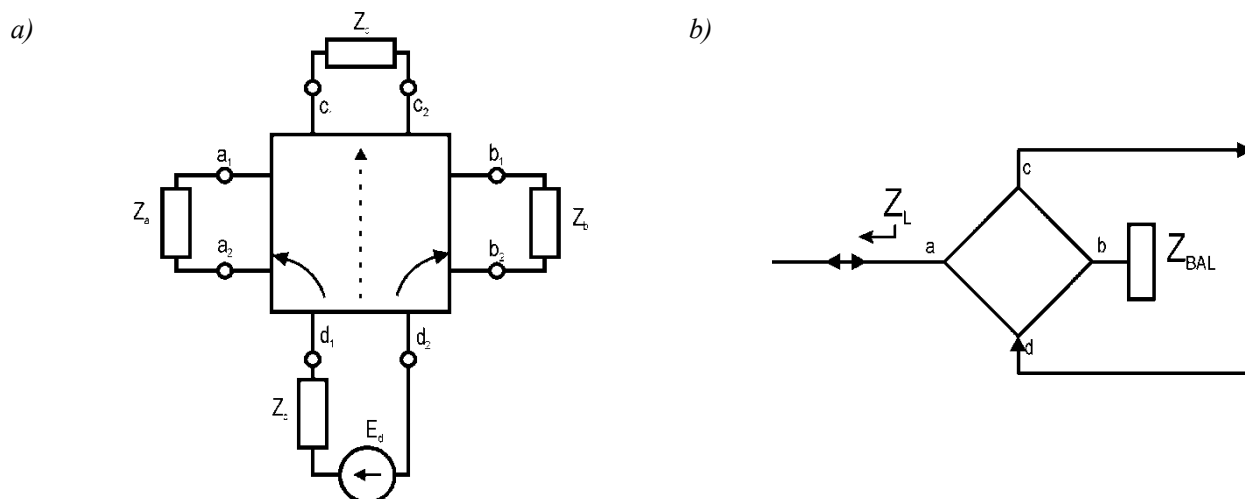
Usługi głosowe w systemach łączności telefonicznej charakteryzują się jednoczesną dwukierunkową transmisją sygnału. Niektóre elementy sieci telekomunikacyjnej mogą jednocześnie transmitować sygnały w obu kierunkach, co bywa nazywane układem dwuprzewodowym (np. kable telekomunikacyjne). Część elementów (np. wzmacniacze, pola komutacyjne cyfrowych central telefonicznych) są elementami jednokierunkowymi i wymagają stworzenia dwóch odrębnych dróg (kanałów) transmisyjnych odrębnych dla każdego kierunku, co bywa nazywane układem czteroprzewodowym. Połączenie układów dwuprzewodowych i czteroprzewodowych wymaga zastosowania układu rozgałęźnego (rozgałęźnika). Układ rozgałęźny jest elementem o 4 przyłączach (portach) – rys. 1). W stanie zrównoważenia równoważnik zapewnia transmisję sygnałów (jest drożny) pomiędzy przyłączami sąsiednimi (np. $a - c$, $a - d$, $b - c$, $b - d$) natomiast transmisja sygnałów pomiędzy przyłączami przeciwnymi (np. $a - b$, $c - d$) jest niemożliwa.

W przypadku pokazanym na rys. 1 zrównoważenie otrzymamy jeżeli zapewnimy odpowiednią zależność między impedancjami Z_a i Z_b . Wtedy sygnał z portu d nie będzie transmitowany do portu c . W schemacie jednokreskowym (rys. 1b) pokazano zastosowanie rozgałęźnika, który sygnał z portu d ma przesłać do portu a oraz także do portu b z dołączoną impedancją Z_{BAL} . W przypadku zrównoważenia równoważnika tzn. jeżeli stosunek impedancji wejściowej Z_L toru przyłączonego do portu a oraz impedancji Z_{BAL} będzie równy $Z_L/Z_{BAL}=k$ (wartość

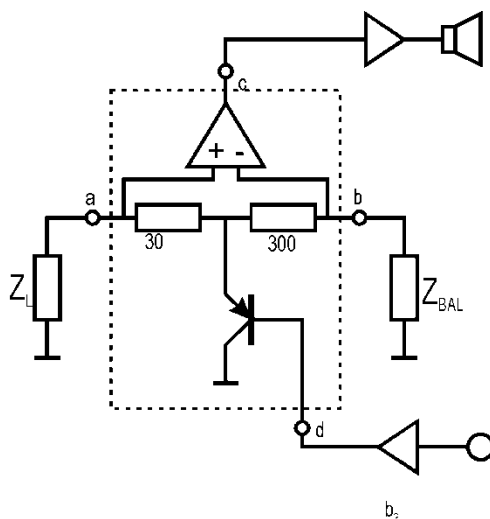
k zależy od budowy rozgałęźnika) sygnał z portu d nie będzie transmitowany do portu c .

Przykładami zastosowania rozgałęźników są układy antylokalne w telefonach, układy SLIC w cyfrowych centralach telefonicznych i barierach iskrobezpiecznych TBI 2 [14], rozgałęźniki w barierach iskrobezpiecznych ZSD [16].

Na rys. 2 pokazano zasadę działania rozgałęźnika stosowanego w telefonie sygnalizatorze JANTAR 2 zbudowanym z zastosowaniem układu AS2522.



Rys. 1. Rozgałęźnik – symbol wielokreskowy (a), symbol jednokreskowy (b)



Rys. 2. Ilustracja działania rozgałęźnika w telefonie z układem AS2522

Sygnał z mikrofonu podawany jest na układ mostkowy. W jednym ramieniu mostka jest rezystor 30Ω i impedancja wejściowa toru abonenckiego Z_L . W drugim ramieniu mostka jest rezystor 300Ω oraz impedancja równoważąca (równoważnik torowy) Z_{BAL} . Rozgałęźnik jest zrównoważony jeżeli jest

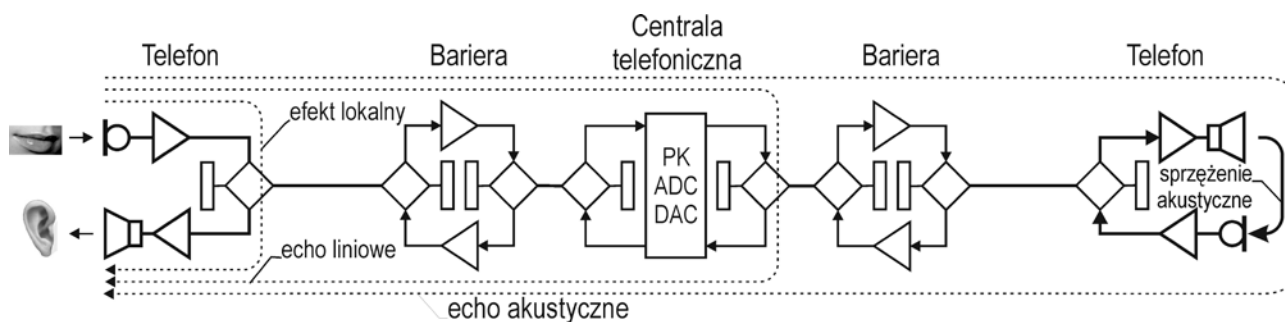
spełniony warunek $10Z_L=Z_{BAL}$ w całym zakresie częstotliwości pracy rozgałęźnika.

Na rys. 3. pokazano przykład łańcucha telefonicznego w systemie łączności telefonicznej dla kopalń metanowych. Łańcuch obejmuje dwa telefony (pracujące w układzie głośnomówiącym), dwie bariery iskrobez-

pieczne oraz cyfrową centralę telefoniczną. W takim układzie występują następujące zjawiska echa:

- echo akustyczne wywołane przez sprzężenie akustyczne między głośnikiem (słuchawką) i mikrofonem w telefonie zdalnym

- echo liniowe spowodowane niepełnym zrównoważeniem rozgałęźników w barierach iskrobezpiecznych i centrali telefonicznej
- efekt lokalny spowodowany niepełnym zrównoważeniem rozgałęźnika w telefonie lokalnym

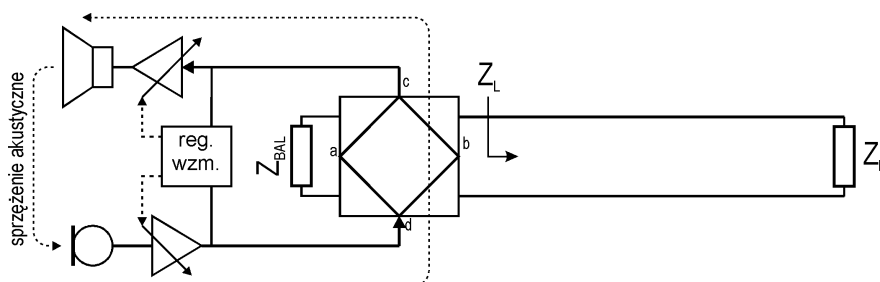


Rys. 3. Przykład łańcucha telefonicznego z zaznaczeniem rozgałęźników. PK – pole komutacyjne, ADC – przetwornik analogowo-cyfrowy, DAC – przetwornik cyfrowo-analogowy

Niekiedy może wystąpić echo wywołane sprzężeniem mechanicznym między głośnikiem (słuchawką) i mikrofonem w telefonie. W układzie z rys. 3. opóźnienia są niewielkie ($50\mu\text{s}$ dla 10 km kabla telekomunikacyjnego, kilka ms dla centrali cyfrowej) i echo jest postrzegane jako kopia tego co użytkownik mówi do mikrofonu. Niewielkie opóźnienie może wystąpić w przypadku echa akustycznego wywołanego odbiciami od ścian pomieszczenia, w którym znajduje się telefon zdalny.

W przypadku pracy telefonu w trybie głośnomówiącym niepełne zrównoważenie układu rozgałęźnego w telefonie może spowodować wytworzenie drgań

w telefonie (gwizd). Efekt ten powstaje na skutek dodatniego sprzężenia zwrotnego w pętli obejmującej: mikrofon, wzmacniacz mikrofonowy, drogę niewłaściwą układu rozgałęźnego ($d-c$), wzmacniacz głośnikowy, głośnik, sprzężenie akustyczne głośnika z mikrofonem, co pokazano na rys. 4. Dla eliminacji tego zjawiska stosuje się odpowiednią regulację wzmocnienia w torze mikrofonowym i głośnikowym. Tego rodzaju funkcję realizują między innymi specjalizowane układy scalone (np. układ AS2522B zastosowany w telefonie sygnalizatorze JANTAR 2 [14, 19]).



Rys. 4. Ilustracja mechanizmu wzbudzania drgań w telefonie głośnomówiącym

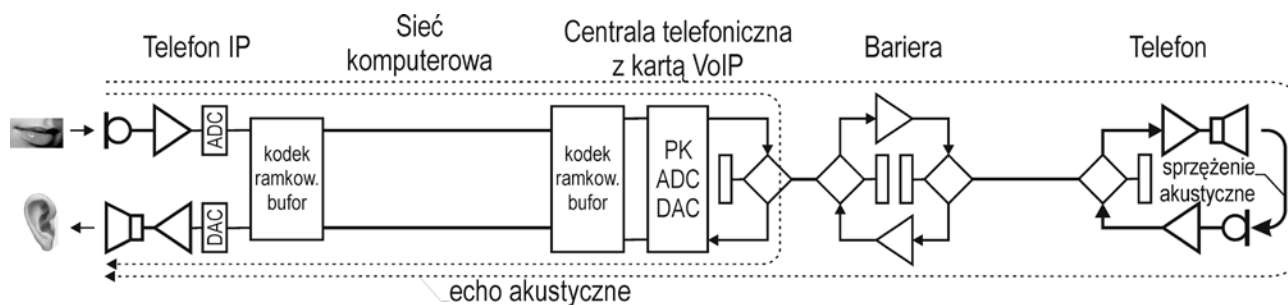
Thumienność rozgałęźnika na drodze niewłaściwej zależy od tego na ile dopasowana jest charakterystyka częstotliwościowa impedancji równoważnika torowego Z_{BAL} do charakterystyki częstotliwościowej impedancji wejściowej Z_L toru przewodowego zamkniętego na końcu impedancją wejściową następnego elementu łańcucha telefonicznego (np. bariery iskrobezpiecznej). Najczęściej impedancję Z_{BAL} dopasowuje się w przybliżeniu do katalogowej charakterystyki częstotliwościowej impe-

dancji falowej Z_f toru przewodowego. W rzeczywistych instalacjach impedancja wejściowa toru przewodowego różni się od impedancji falowej ze względu na obciążenie impedancją różną od falowej. Powoduje to niedopasowanie układu rozgałęźnego. Dla ograniczenia tego efektu w telefonie sygnalizatorze JANTAR 2 zastosowano możliwość zdalnego ustawienia (zdalnie z serwera telekomunikacyjnego) impedancji Z_{BAL} w zależności od długości toru przewodowego [14].

Nieco inny jest mechanizm powstawania echa w przypadku wykorzystywania techniki VoIP do realizacji usług głosowych.

Na rys. 5. pokazano przykład łańcucha telefonicznego zawierającego telefon VoIP, centralę telefoniczną z kartą VoIP oraz telefon analogowy z barierą iskrobezpieczną. W telefonie VoIP oraz na karcie

VoIP centrali telefonicznej występują kodeki z układami ramkowania (pakietyzacji), buforami dla kompensacji jittera, które wnoszą stosunkowo duże opóźnienia (np. 30 ms dla ramkowania). W tego rodzaju rozwiązaniach użytkownicy mogą wyraźnie słyszeć własne echo.



Rys. 5. Przykład łańcucha telefonicznego z wykorzystaniem cyfrowej centrali telefonicznej z kartą VoIP

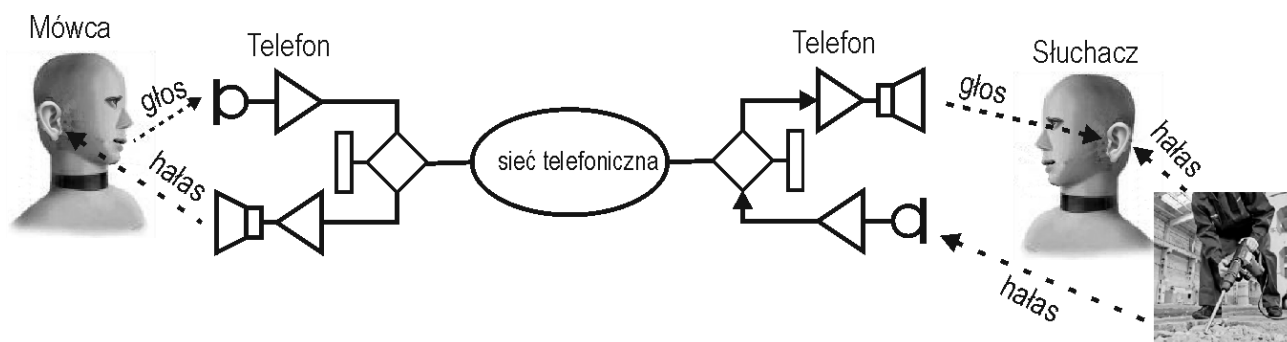
5. WPŁYW SZUMÓW NA JAKOŚĆ USŁUG GŁOSOWYCH W SYSTEMACH ŁĄCZNOŚCI TELEFONICZNEJ

W warunkach przemysłowych (w tym również na kopalniach) telefony a także sygnalizatory alarmowe mogą być instalowane w pomieszczeniach o dużym poziomie hałasu wywołanego przez pracujące maszyny. Hałas środowiska ma duży wpływ na jakość usług głosowych.

Na rys. 6 pokazano wpływ hałasu po stronie słuchacza na prowadzenie rozmowy telefonicznej. Do uszu słuchacza dociera sygnał mowy z głośnika lub słuchawki telefonu oraz hałas środowiska. Na jakość

rozmowy telefonicznej wpływa odstęp pomiędzy poziomem sygnału użytecznego (rozmowy telefonicznej) i poziomem hałasu. Ponadto mikrofon po stronie słuchacza odbiera hałas, który jest transmitowany do mówcy i jest przez niego słyszalny, co też wpływa na jakość realizowanej usługi głosowej.

Na rys. 7. pokazano wpływ hałasu po stronie mówcy na prowadzenie rozmowy telefonicznej. Mikrofon po stronie mówcy odbiera zarówno sygnał mowy wytwarzany przez mówcę jak i hałas i suma obu tych sygnałów jest przekazywana do telefonu słuchacza. Jednocześnie hałas wpływa na zachowanie mówcy wywołując tzw. efekt Lombarda polegający na zwiększeniu natężenia głosu a także zmianie tonacji, tempa i czasu trwania sylab [13].



Rys. 6. Ilustracja wpływu hałasu po stronie słuchacza na rozmowę telefoniczną

Dla zmniejszenia wpływu hałasu pomieszczenia na jakość usługi głosowej stosuje się następujące środki:

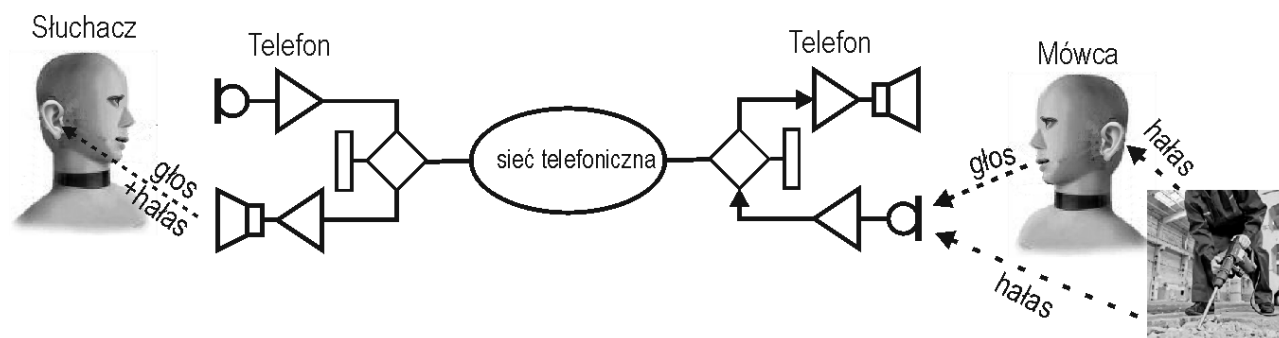
- rezygnacja (tam gdzie to jest możliwe) z korzystania z trybu telefonu głośnomówiącego i korzystanie z mikrotelefonu

- stosowanie mikrotelefonu i słuchawki dodatkowej co w istotny sposób poprawia warunki słuchania głosu (słuchawki tłumią w istotny sposób hałas wnikaający do uszu użytkownika) co pokazano na rys. 8.

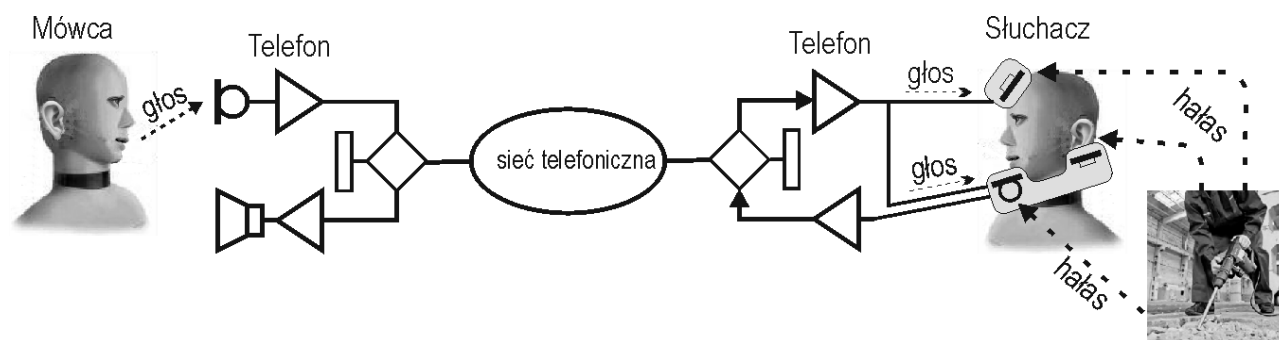
- stosowanie dodatkowego mikrofonu dla kompensacji hałasu lub stosowanie mikrofonu różnicowego przy zapewnieniu małej odległości między źródłem dźwięku (usta) a mikrofonem, co pokazano na rys. 9; W mikrofonie różnicowym hałas emitowany ze źródła ze stosunkowo dużej odległości oddziałuje na membranę mikrofonu

w przeciwnych kierunkach, natomiast sygnał z bliskiego źródła (usta) oddziałuje tylko z jednego kierunku (takie rozwiązanie zastosowano w telefonie sygnalizatorze Jantar 2 [14])

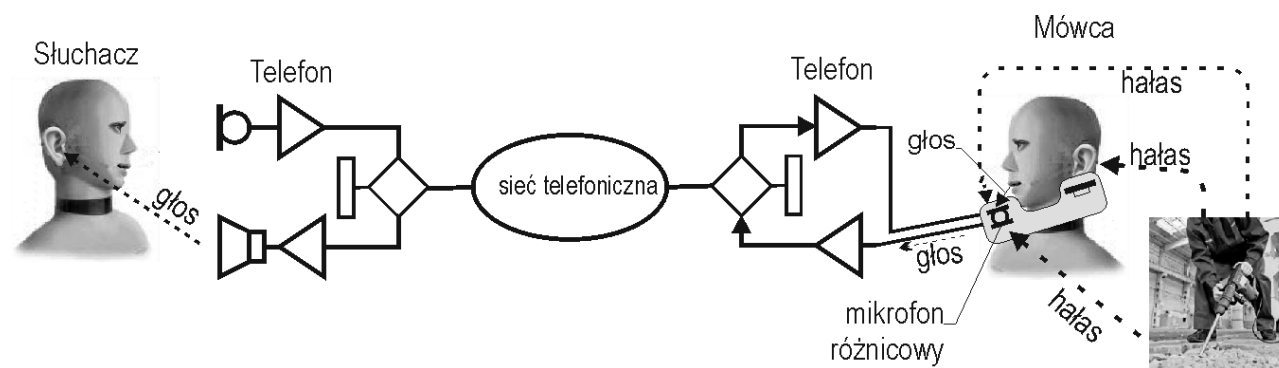
- stosowanie zaawansowanych metod cyfrowego przetwarzania sygnałów głosowych (rozdział 6).



Rys. 7. Ilustracja wpływu hałasu po stronie mówcy na rozmowę telefoniczną



Rys. 8. Ilustracja ograniczenia wpływu hałasu na słuchacza przez zastosowanie mikrotelefonu i słuchawki dodatkowej



Rys. 9. Ilustracja ograniczenia wpływu hałasu na mówcę przez zastosowanie mikrotelefonu z mikrofonem różnicowym

6. ZASTOSOWANIE CYFROWEGO PRZETWARZANIA SYGNAŁU MOWY DO REDUKCJI ECHA I SZUMÓW

Podstawowym sposobem redukcji zjawiska echa jest:

- dobre zrównoważenie układów rozgałęźnych dla echa liniowego,

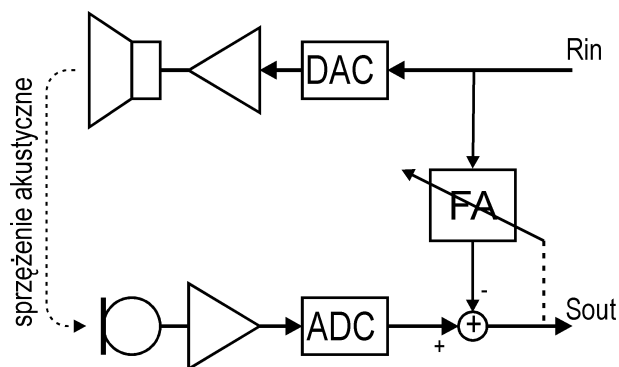
- właściwe usytuowanie mikrofonu i głośnika w telefonie głośnomówiącym.

Wprowadzenie techniki cyfrowej w systemach łączności telefonicznej pozwala na dalszą redukcję echa przez wprowadzenie cyfrowych filtrów adaptacyjnych. Na rys. 10 pokazano uproszczonych schemat blokowy fragmentu telefonu z tłumikiem echa akustycznego. W torze mikrofonu znajduje się układ

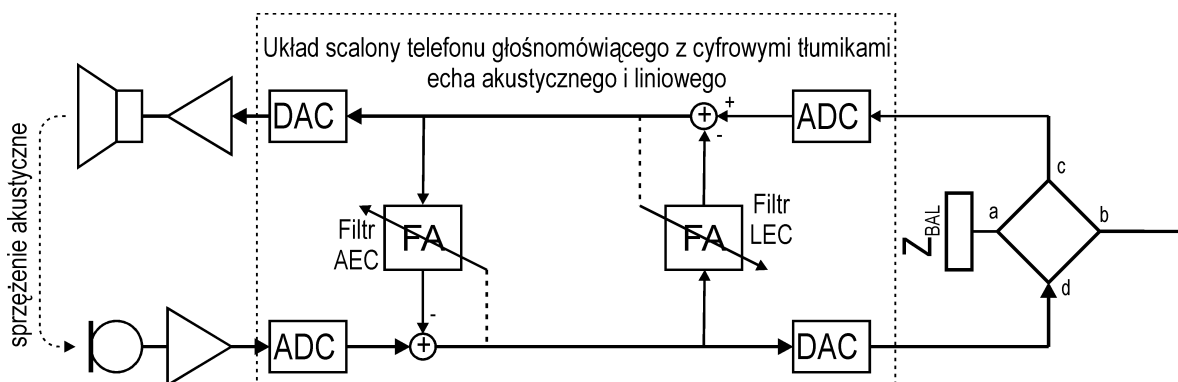
odejmujący sygnał przychodzący z mikrofonu oraz sygnał z toru głośnikowego przepuszczony przez filtr adaptacyjny dostrojony w ten sposób, aby różnica sygnału wywołanego przez sprzężenie akustyczne głośnika i mikrofonu oraz sygnału wyjściowego filtru była bliska 0. W ten sposób osoba mówiąca do mikrofonu zdalnego telefonu (nie pokazanego na rys. 10) nie będzie słyszała echa wywołanego sprzężeniem akustycznym.

Filtry cyfrowe (cyfrowe tłumiki echa) można również zastosować w urządzeniach analogowych. Na rys. 11 pokazano uproszczony schemat blokowy telefonu z układem scalonym CS6422 [20] zawierającym tłumik echa akustycznego AEC² oraz tłumik echa liniowego LEC³. Tłumik echa liniowego zawiera adaptacyjny filtr LEC dostrojony w ten sposób, aby zredukować prawie do zera sygnał mikrofonu przedostający się drogą niewłaściwą układu rozgłównego (d-c) do toru głośnikowego. Tłumik echa akustycznego działa podobnie jak na rys. 10. Układ

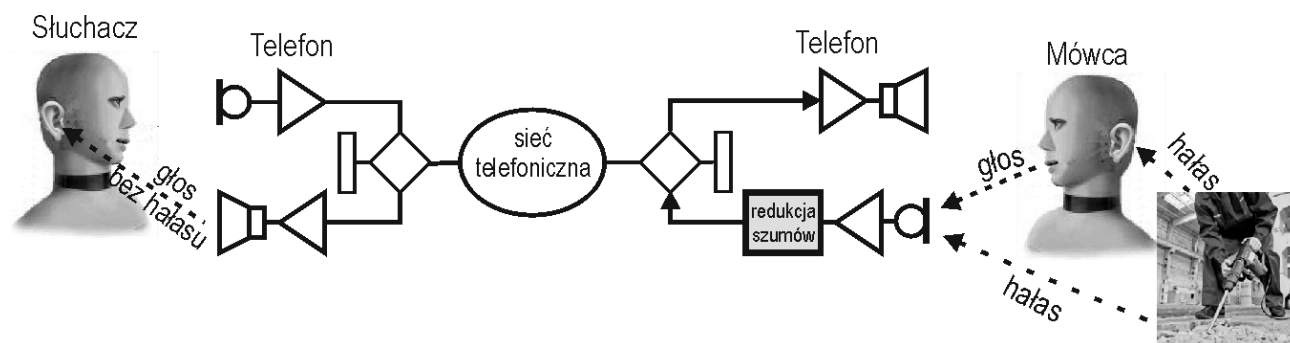
CS6422 zawiera niezbędne przetworniki analogowo-cyfrowe ADC i cyfrowo-analogowe.



Rys. 10. Uproszczony schemat blokowy tłumika echa akustycznego. ADC – przetwornik analogowo-cyfrowy, DAC – przetwornik cyfrowo-analogowy



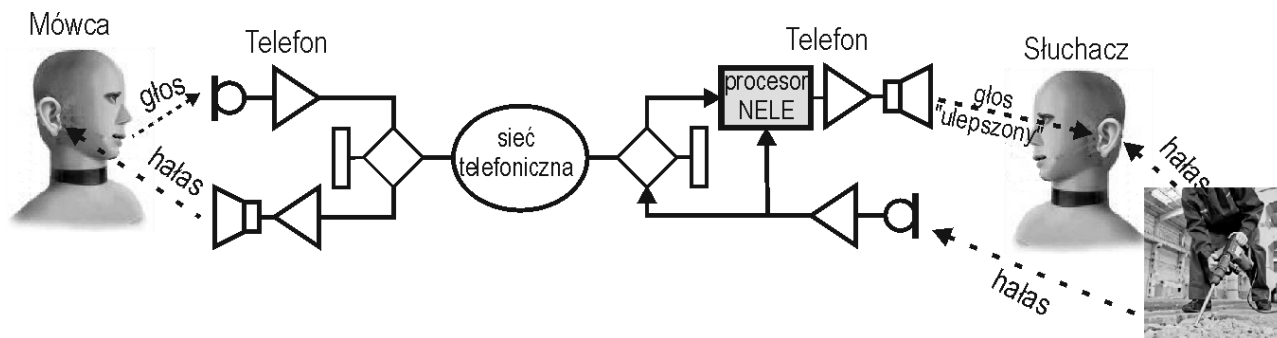
Rys. 11. Uproszczony schemat blokowy telefonu analogowego z cyfrowymi tłumikami echa (układ scalony CS6422)



Rys. 12. Uproszczony schemat blokowy ilustrujący możliwość obniżenia poziomu szumów po stronie mówcy z zastosowaniem filtru (nie narysowano przetworników ADC i DAC)

² ang. Acoustic Echo Canceller

³ ang. Line Echo Canceller



Rys. 13. Schemat blokowy ilustrujący możliwość polepszenia jakości usługi głosowej przez zastosowanie metody NELE

Zastosowanie techniki cyfrowej pozwala poprawić jakość usług głosowych w przypadku obecności hałasu. W przypadku obecności hałasu w pobliżu telefonu mówcy (rys. 12) można zastosować filtr cyfrowy redukujący hałas z zastosowaniem odejmowania widma hałasu od widma sygnału głosu wraz z hałasem. W tej metodzie zakłada się, że w krótkich przedziałach czasu widmo hałasu mierzone w przerwach sygnału mowy ulega niewielkim zmianom. Można również stosować dodatkowy mikrofon (mikrofony) do pomiaru hałasu.

W przypadku obecności hałasu w pobliżu telefonu słuchacza można zastosować metodę NELE⁴ [18]. W metodzie NELE dokonywany jest pomiar widma szumu wywołanego hałasem, a następnie widmo sygnału mowy jest modyfikowane (zwiększanie poziomu) tak by uzyskać niezbędny odstęp sygnału użytecznego od szumu (rys. 13). Sygnał z głośnika w obecności szumu ma wyższy poziom.

7. WNIOSKI

Usługi głosowe w kopalniach są realizowane przez szereg systemów telekomunikacyjnych takich jak ogólnokopalniane systemy łączności telefonicznej i alarmowej, systemy łączności telefonicznej VoIP (stacjonarne i mobilne), systemy łączności z terminalami ruchomymi z wykorzystaniem różnych protokołów komunikacji radiowej. Terminale tych systemów pracują w różnych środowiskach (warunkach akustycznych). Ocena jakości usług głosowych w rzeczywistych warunkach pracy tych systemów jest obecnie utrudniona.

Potrzebne jest zaadaptowanie istniejących metod oceny jakości usług głosowych dla potrzeb górni-

czych systemów łączności uwzględniających warunki akustyczne oraz strukturę tych systemów (np. obecność barier iskrobezpiecznych).

Istotnymi zjawiskami wpływającymi na jakość usług głosowych są echa oraz szumy wywołane hałasem urządzeń pracujących w pobliżu telefonu. W artykule przedstawiono, realizowane technikami analogowymi, sposoby ograniczenia wpływu tego typu zjawisk na jakość usług głosowych. Pokazano również możliwości zastosowania technik cyfrowych do tłumienia echa i ograniczania szumów. Daje to możliwość polepszenia parametrów funkcjonalnych elementów systemów łączności dla kopalń.

Literatura

1. Apiecionek Ł.: Metoda oceny jakości transmisji głosowej w telefonii VoIP. Rozprawa doktorska. Instytut Podstawowych Problemów Techniki Polskiej Akademii Nauk, Bydgoszcz 2010.
2. Gierlich H. W., Kettler F.: Advanced speech quality testing of modern telecommunication equipment: An overview. *Signal Processing* 86 (2006) 1327–1340
3. Instytut Łączności, Państwowy Instytut Badawczy.: Opracowanie unikalnej oferty kompleksowych badań systemów telekomunikacyjnych zintegrowanych za pośrednictwem platformy IP przeznaczonych na potrzeby służb ratowniczych i innych organizacji komercyjnych. Etap I, Warszawa 2006
4. ITU-T Recommendation P.50. Artificial voices. Appendix I. Test signals. International Telecommunication Union, February 1998.
5. ITU-T Recommendation P.561 In-service non-intrusive measurement device. Voice service measurements. International Telecommunication Union, July 2002.
6. ITU-T Recommendation P.563 Single-ended method for objective speech quality assessment in narrow-band telephony applications. International Telecommunication Union, May 2004.
7. ITU-T Recommendation P.800: Methods for Subjective Determination of Transmission Quality. International Telecommunication Union, August 1996.
8. ITU-T Recommendation P.832, Subjective Performance Evaluation of Hands-free Terminals, International Telecommunication Union, Geneva, 2000.
9. ITU-T Recommendation P.861. Objective quality measurement of telephone band (300-3400 Hz) speech codecs. International Telecommunication Union, February 1998.
10. ITU-T Recommendation P.862. Perceptual evaluation of speech quality (PESQ): An objective method for end-to-end speech quality assessment of narrow-band telephone networks and speech codecs. International Telecommunication Union, February 2001

⁴ ang Near End Listening Enhancement

11. Janicki A., Księżak B., Kijewski J., Kula S.: Badanie jakości sygnału mowy w telefonii internetowej z wykorzystaniem zdań nieprzewidywalnych semantycznie. Przegląd Telekomunikacyjny, nr 8-9/2006
12. Kobus R., Kowalewski M., Mucha B.: Jakość usługi głosowej w sieciach telekomunikacyjnych. Telekomunikacja i Techniki Informacyjne. 1-2/2010
13. Lau P.: The Lombard Effect as a Communicative Phenomenon. UC Berkeley Phonology Lab Annual Report (2008)
14. Miśkiewicz K., Wojaczek A., Dzierżko J.: Nowe elementy systemu telekomunikacyjnego HETMAN. Materiały XXXVI Konferencji Sekcji Cybernetyki w Górnictwie KG PAN. Telekomunikacja i Systemy Bezpieczeństwa w górnictwie. ATI 2008. Szczyrk, maj 2008.
15. Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2011.
16. Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Identification of dynamic properties of the intrinsically safe barrier for telephone system. Proceedings of IFAC Workshop Automation in Mining, Mineral and Metal Industry MMM'2006. Cracow, September 2006
17. PN-90-/T-05100, Analogowe łańcuchy telefoniczne. Wymagania i metody pomiaru wyrazistości logatomowej. Warszawa 1993
18. Premananda B.S., Ravisha B.: Listening Enhancement in Near End Noisy Environment for Intelligibility Improvement IRACST – International Journal of Computer Networks and Wireless Communications (IJCNC), Vol.4, No3, June 2014
19. Telephone Line Interface and Speakerphone Circuit. AS2522B. Data Sheet. Austria Microsystems.
20. Cirrus Logic. Enhanced Full-duplex Speakerphone IC CS6422

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ, ANTONI WOJACZEK
Politechnika Śląska
kmiskiewicz@polsl.pl; awojaczek@polsl.pl

Analiza efektów wzbogacania węgla w osadzarkach przy zmianach składu ziarnowego nadawy

Jednym z podstawowych procesów przeróbki węgla jest wzbogacanie w osadzarkach wodnych. Efekty tego procesu zależą od wzbogalności węgla surowego oraz od składu ziarnowego nadawy. Przy zmianie składu ziarnowego, aby zachować stałą zadaną jakość koncentratu, konieczna jest zmiana gęstości rozdziału w osadzarkach (poprzez zmianę natężenia przepływu produktu dolnego). W artykule podjęto próbę wstępnego oszacowania, w jakim stopniu analiza składu ziarnowego nadawy (w trybie on-line) do układów technologicznych – jednej osadzarki oraz dwóch osadzarek wzbogacających posobnie – może poprawić efektywność wzbogacania, uwzględniając własności dynamiczne osadzarki. Osadzarka ma charakter obiektu inercyjnego z opóźnieniem czasowym – transportowym. Przedstawione zostały dynamiczne efekty wzbogacania przy zmianach składu ziarnowego nadawy.

Słowa kluczowe: wzbogacanie węgla w osadzarkach, skład ziarnowy węgla, sterowanie on-line, dynamika sterowania.

1. WSTĘP

Wynikiem procesów przeróbki węgla może być różna ilość i jakość produktów, które zależą od wzbogalności węgla surowego, składu ziarnowego (szczególnie przy wzbogacaniu węgla w osadzarkach obserwowany jest istotny wpływ zmian składu ziarnowego na efektywność wzbogacania [6]), rodzaju operacji przerobczych w układzie technologicznym przeróbki węgla, parametrów rozdziału tych operacji oraz niedokładności wzbogacania. Niedokładność wzbogacania jest spowodowana nieidealnym przebiegiem procesu. Skutkiem tego jest nieidealny kształt krzywych rozdziału [7, 15], które służą do modelowania procesów wzbogacania we wzbogalnikach grawitacyjnych. Na kształt krzywych rozdziału ma wpływ, zwłaszcza w osadzarkach, wielkość ziarn – im mniejsze ziarna, tym kształt krzywych jest gorszy, gdyż bardziej odbiega od kształtu idealnego. Kształt krzywych rozdziału pozwala prognozować ilość i jakość koncentratów.

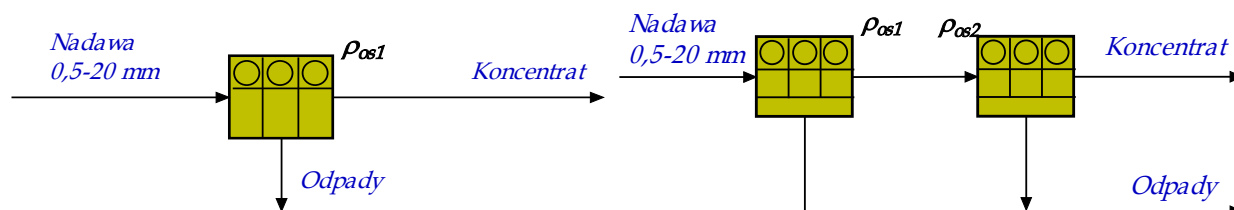
Niniejszy artykuł jest kontynuacją pracy [1], a jednocześnie wstępnym rozeznaniem wpływu własności dynamicznych osadzarek na efekty wzbogacania w warunkach zmienności składu ziarnowego nadawy. Porównane zostały w nim dynamiczne efekty wzboga-

cania oraz dokonana została wstępna ocena reakcji układu wzbogacania przy odpowiednich zmianach sterowań w przypadku symulowanych zmian składu ziarnowego węgla surowego. W dalszych pracach będą uwzględnione bardziej zróżnicowane przypadki zmian składu ziarnowego w różnych układach technologicznych. Zamiarem docelowym prac prowadzonych w Katedrze Elektryfikacji i Automatyk Górnictwa jest wizyjna identyfikacja on-line zmienności składu ziarnowego [8, 9], dzięki której możliwe będzie wymuszanie w układach sterowania bezpośredniego (z wykorzystaniem warstw optymalizacji i sterowania nadrzędnego [16] oraz algorytmów regulacji adaptacyjnej) zmian gęstości rozdziału w taki sposób, aby stabilizować jakość koncentratu, co powinno skutkować zwiększeniem wartości produkcji.

2. ROZPATRYWANE UKŁADY TECHNOLOGICZNE

W pracy [10] przedstawiony został wpływ zmian składu ziarnowego na efekty wzbogacania w pojedynczej osadzarce oraz w układach równoległego wzbogacania w dwóch i trzech osadzarkach, natomiast

w pracy [1] – w dwóch układach wzbogacania posobnego w dwóch i trzech osadzarkach, w których ponownie wzbogacane są koncentraty przejściowe, oraz w układzie z recyrkulacją produktu przejściowego. Przedstawione analizy dotyczyły tylko stanów statycznych, bez uwzględniania stanów przejściowych podczas zmian sterowań w układzie. Tutaj zaprezentowany został wpływ zmian składu ziarnowego na wybrane wskaźniki jakości sterowania przy nastawach regulatora PI dobranych dwiema metodami.



Rys. 1. Rozpatrywane układy wzbogacania

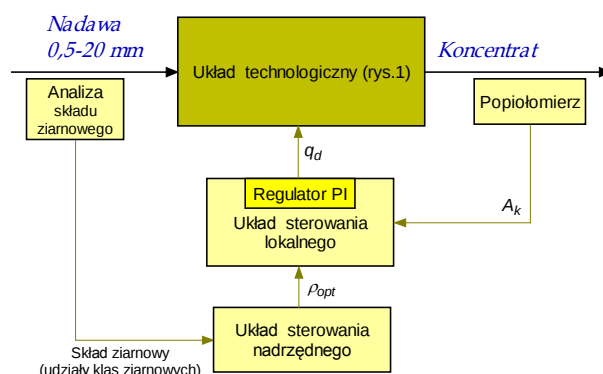
Obecnie, jakość koncentratu określa się poprzez pomiar zawartości popiołu w trybie on-line, a wynik tego pomiaru służy do korekty gęstości rozdziału – jest to podstawowy sposób stabilizacji jakości koncentratu. Przez gęstość rozdziału rozumiana jest gęstość frakcji wzbogacanego węgla, przechodzącej w połowie do koncentratu i w połowie do odpadów.

W przypadku wzbogacania w osadzarkach pojęcie gęstości rozdziału jest pojęciem teoretycznym, zasadniczym parametrem mającym wpływ na gęstość rozdziału w osadzarce jest natężenie przepływu produktu dolnego [3]. Zamiast gęstości rozdziału należy wyznaczyć gęstość warstwy rozdziału produktów wzbogacania [4]. W rozwiązaniach praktycznych położenie warstwy materiału o zadanej gęstości określa się za pomocą pływaka, będącego czujnikiem w układzie automatycznej regulacji odbioru produktu dolnego. W najnowszych układach regulacji pracy osadzarek stosuje się dodatkowo gęstościomierz izotopowy zainstalowany w strefie odbioru produktów wzbogacania, który służy do korekcji błędów pomiarowych pływaka przy niestabilnej pracy osadzarki [3]. Z uwagi jednak na charakter artykułu, którego celem jest zaprezentowanie potencjalnych efektów sterowania przy zastosowaniu analizy składu ziarnowego w trybie on-line, uzasadnione jest posługiwanie się teoretycznym pojęciem gęstości rozdziału¹.

Na rys. 2. przedstawiono schemat blokowy układu regulacji pracy osadzarki albo dwóch osadzarek wzbogających posobnie. Z układu analizy wizyjnej

Na rys. 1. przedstawione są dwa układy technologiczne, których dotyczą prognozy wzbogacania i sterowania. Rozpatrywany układ z jedną osadzarką (1 os.) jest traktowany jako układ referencyjny (analogicznie jak w [1, 10, 15]); drugim jest układ wzbogacania posobnego w dwóch osadzarkach – z powtórным wzbogacaniem koncentratu przejściowego z pierwszej osadzarki – 2 os.

uzyskiwana jest informacja o aktualnym składzie ziarnowym nadawy [8, 9]. W układzie sterowania nadrzędnego dobierana jest (zależna od składu ziarnowego) optymalna gęstość rozdziału ρ_{opt} dla zadanej zawartości popiołu w koncentracie. Równocześnie na podstawie pomiaru zawartości popiołu w koncentracie A_k regulator dokonuje zmian natężenia przepływu produktu dolnego, co skutkuje zmianą wartości gęstości rozdziału w osadzarce lub w dwóch osadzarkach. Nadmienić należy, że w układach wzbogacania posobnego w dwóch (albo w trzech) wzbogacalnikach optymalne gęstości rozdziału w poszczególnych wzbogacalnikach są zawsze identyczne, dzięki czemu niedokładność wzbogacania przyjmuje minimalną wartość, a kształt krzywych rozdziału jest najbardziej zbliżony do kształtu idealnego [15].



Rys. 2. Schemat blokowy układu regulacji dla jednej z dwóch osadzarek (jak na rys. 1)

¹ W przypadku ewentualnych realizacji praktycznych z wykorzystaniem układu analizy składu ziarnowego gęstość rozdziału zostanie zastąpiona gęstością warstwy rozdziału produktów wzbogacania lub zostaną przeprowadzone badania dotyczące wzajemnej korelacji tych wielkości.

Wykorzystanie analizy składu ziarnowego nadawy w trybie on-line umożliwi znacznie szybszą reakcję układów sterowania, nawet o kilka minut w porównaniu do sposobu podstawowego, tylko z wyko-

rzystaniem popiołomierza. W efekcie szybszych zmian sterowań osadzarek produkowane koncentraty mogą mieć stabilniejsze w czasie parametry jakościowe, co może prowadzić do zwiększenia wartości produkcji.

Do obliczeń symulacyjnych przyjęte zostały charakterystyki węgla surowego trudno wzbogacalnego. W tab. 1. podana jest charakterystyka składu ziarnowego, a w tab. 2. – charakterystyka gęstościowo-jakościowa, taka sama w przypadku wszystkich klas ziarnowych.

Tabela 1.
Charakterystyka składu ziarnowego nadawy węgla surowego

Numer klasy	Wymiary ziarn mm	Udziały klas ziarnowych nadawy, %
1	0,5 – 1	35
2	2 – 5	30
3	8 – 20	35

Charakterystyka gęstościowo-jakościowa nadawy (0,5-20 mm)

Tabela 2.

Gęstość frakcji g/cm ³	Wychód frakcji %	Zawartość popiołu %	Zawartość siarki całkowitej %	Wartość opałowa kJ/kg
< 1,30	12,15	4,67	0,84	30 680
1,30-1,35	17,96	7,40	0,86	29 630
1,35-1,40	10,95	10,99	0,97	27 300
1,40-1,50	8,47	17,92	1,10	25 750
1,50-1,60	7,43	26,61	1,24	22 550
1,60-1,70	7,02	35,81	1,25	19 160
1,70-1,80	3,95	43,81	1,13	16 220
1,80-1,90	4,04	51,03	1,12	13 560
1,90-2,00	2,57	57,08	1,39	11 330
> 2,00	25,45	75,84	2,75	4 420
Razem	100,00	33,67	1,46	19 960

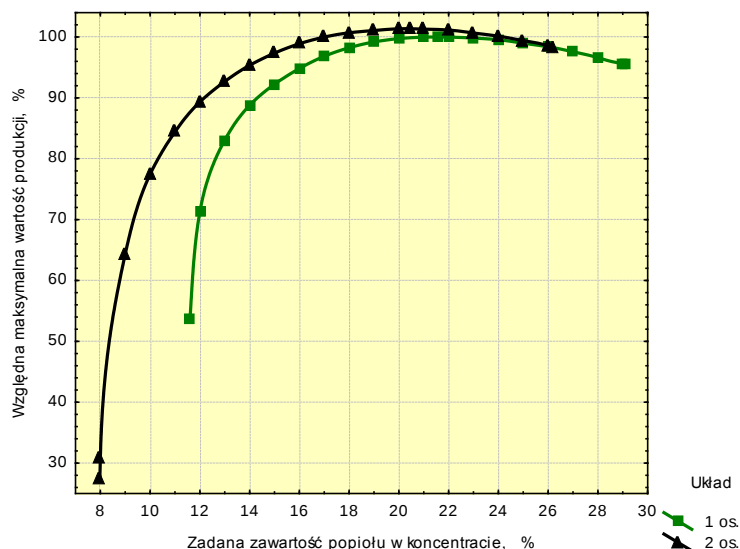
3. ANALIZA PORÓWNAWCZA EFEKTÓW WZBOGACANIA

Do prognozowania efektów wzbogacania węgla w osadzarkach wykorzystane zostały modele krzywych rozdziału zidentyfikowane dla różnych klas ziarnowych nadawy [7]. Na rys. 3. przedstawiono maksymalne, możliwe do uzyskania, wartości produkcji przy stałym składzie ziarnowym nadawy i różnej zadanej jakości koncentratów [1, 15]. W obliczeniach optymalizacyjnych wykorzystano algorytm maksymalizacji produkcji o zadanej jakości [15]. Układ z jedną osadzką jest układem odniesienia, dlatego maksymalnej wartości produkcji, możliwej do uzyskania w tym układzie, przypisano wartość względną 100%².

² W układach wzbogacania posobnego poprawa dokładności wzbogacania skutkuje lepszą jakością koncentratu przy takich samych gęstościach rozdziału jak w układzie z jedną osadzką. Aby więc uzyskać zadaną zawartość popiołu w koncentracie, należy zwiększyć gęstości rozdziału, co powoduje zwiększenie ilości koncentratu i wartości produkcji w stosunku do wartości uzyskiwanych w układzie z jedną osadzką. W pracy [2] wykazano, że przy dobrej jakości koncentratu przyrost wartości produkcji przewyższa koszty inwestycyjne i eksploatacyjne drugiej osadzarki, która może być ponadto maszyną o mniejszej wydajności z racji wzbogacania mniejszej ilości materiału.

3.1. Zmiany składu ziarnowego węgla surowego

Wzbogacalność, skład ziarnowy i natężenie przepływu węgla surowego są parametrami zmiennymi. Jeśli nadawa do zakładu przeróbki węgla gromadzona jest w zbiorniku buforowym, wtedy stabilizowane jest natężenie przepływu oraz zachodzi pewne uśrednianie parametrów jakościowych. W artykule założono, że natężenie przepływu nadawy jest stałe, a charakterystyka gęstościowo-jakościowa jest niezmienna; uwzględnione zostały jedynie prognozy wpływu zmian składu ziarnowego [13, 14]. Przyjęto, że zmiany składu ziarnowego polegają na zmianach udziałów poszczególnych klas ziarnowych w węglu surowym. Z tego powodu nadawa została rozdzielona na dwie nadawy, N1 oraz N2, o różnym składzie ziarnowym (Tab. 3), ale takiej samej charakterystyce gęstościowo-jakościowej (Tab. 2). Różne udziały poszczególnych klas ziarnowych skutkują innymi warunkami wzbogacania, co modelowane jest w ten sposób, że przyjmowane są różne krzywe rozdziału dla różnych klas ziarnowych nadawy [7, 15].



Rys. 3. Względna maksymalna wartość produkcji koncentratu końcowego dla całego możliwego do uzyskania zakresu zawartości popiołu

Tabela 3.
Charakterystyka składu ziarnowego nadaw N1 oraz N2

Numer klasy	Wymiary ziarn mm	Udziały klas ziarnowych %	
		N1	N2
1	0,5 – 1	0	70
2	2 – 5	30	30
3	8 – 20	70	0

Aby zbadać wpływ zmian składu ziarnowego, na jakość produktu, założono, że nadawa składa się z dwóch nadaw, N1 i N2 (tab. 3), mieszanych w takich proporcjach, że ich sumaryczny udział jest zawsze równy 100% [1, 15]. Wzrost udziału nadawy N1 od 0 do 100% odpowiada równoczesnemu zmniejszaniu się udziału nadawy N2 od 100 do 0%. W przypadku, gdy udziały obydwu nadaw, N1 i N2, są równe 50%, wtedy udziały wszystkich trzech klas ziarnowych są w przybliżeniu równe – takie jak w tab. 1; jest to więc przypadek odzwierciedlający sytuację wyjściową i jest traktowany jako wzbogacanie bez zakłóceń składu ziarnowego. Ponieważ charakterystyka gęstościowo-jakościowa jest identyczna dla wszystkich klas ziarnowych (tab. 2), więc zmiany udziałów nadaw N1 i N2 skutkują tylko zmianami składu ziarnowego bez zmian charakterystyki gęstościowo-jakościowej [1].

Wyniki wszystkich niżej podanych prognoz symulacyjnych zostały zrealizowane przy stałej całkowitej masie obydwu nadaw, ale zmiennych udziałach ilościowych nadaw N1 i N2. Wzrost udziału nadawy N1 (przy jednoczesnym zmniejszaniu się udziału nadawy

N2) oznacza większą ilość ziarn największych (klasa 3), wzbogacanych dokładniej; oznacza jednocześnie mniejszą ilość ziarn najdrobniejszych (klasa 1), wzbogacanych z gorszą dokładnością. Udział ziarn pośrednich (klasa 2) pozostawał każdorazowo niezmienny. Przy wzroście udziału nadawy N1 – i jednoczesnym zmniejszaniu się udziału nadawy N2 – można więc mówić o poprawie składu ziarnowego nadawy, w sensie poprawy dokładności wzbogacania. W dalszym ciągu pod pojęciem zmian składu ziarnowego rozumiane są tak określone zmiany wzajemnych udziałów nadaw N1 i N2 [1].

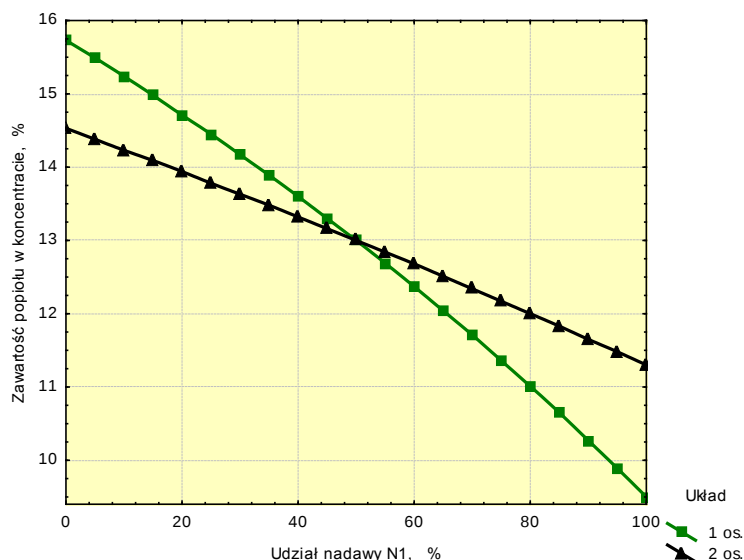
Na rys. 4. zilustrowany jest wpływ zmian udziału nadaw N1 i N2 na zawartość popiołu w koncentracie przy niezmiennych, optymalnych gęstościach rozdziału, dobranych dla równych udziałów obydwu nadaw, N1 i N2 (w warunkach braku zakłóceń składu ziarnowego), przy zadanej zawartości popiołu w koncentracie, równej 13%. Zmianom udziału nadawy N1 w zakresie 0÷100% odpowiadają jednocześnie zmiany udziału nadawy N2 w zakresie 100÷0%.

3.2. Porównanie dynamicznych efektów wzbogacania przy zmianach składu ziarnowego

W układach technologicznych wzbogacania węgla kamiennego jakość koncentratu określana jest za pomocą pomiaru w trybie on-line zawartości popiołu w koncentracie. Ponieważ proces wzbogacania w osadzarce jest jednak wrażliwy na zmiany składu ziarnowego węgla surowego (rys. 4), wskazana jest szybka reakcja układów sterowania pracą osadzarek na takie zmiany. Pomiar zawartości popiołu

w koncentracie jest oczywiście informacją miarodajną dla wypracowania zmian gęstości rozdziału, jest to jednak informacja opóźniona o kilka minut z racji czasów transportu wzbogacanego materiału w osadzarkach i przesiewaczach. Z tego względu zastosowanie analizy składu ziarnowego w trybie on-line nadawcy do wzbogacania umożliwia szybszą o kilka minut reakcję układów sterowania na zmiany składu ziarnowego. Przyrosty wartości produkcji

wyznaczone w opracowaniach [1, 10] dotyczą właśnie porównania wartości produkcji w układach bez analizy składu ziarnowego i z analizą on-line składu ziarnowego. Wyniki te zostały uzyskane dla stanów statycznych, z uwzględnieniem czasu transportu wzbogacanego węgla w jednej osadzarkie (2 min), jednak z pominięciem inercji osadzarek i układów regulacji.



Rys. 4. Zawartość popiołu w koncentracie w układach z rys. 1. przy różnych proporcjach nadaw N1 i N2;
 $A_{zad} = 13\%$

W celu przeprowadzenia analizy porównawczej dynamicznych efektów wzbogacania przyjęto model osadzarki jako obiektu inercyjnego z opóźnieniem czasowym – transportowym [3, 19]. Procesy przeróbki kopalin, również wzbogacanie w osadzarkach, są procesami nieliniowymi i parametry zastępcze obiektu są różne dla dodatnich i ujemnych zmian wartości zadanej [12]. Parametry obiektu dla dodatnich (wzrost udziału nadawy N1) i ujemnych (zmniejszenie udziału nadawy N1) zmian sygnału wejściowego dobrano na podstawie opracowania [5]. Dokonano porównania efektów działania układów regulacji w rozpatrywanych układach technologicznych z jedną i dwiema osadzarkami.

Jako algorytm regulacji przyjęto przyrostowy regulator PI, opisany wzorami:

$$u[n] = u[n-1] + \Delta u[n] \quad (1 \text{ Błąd! Nie zdefiniowano zakładki.})$$

$$\Delta u[n] = k_p \left\{ e[n] - e[n-1] + \frac{T_s}{T_i} e[n] \right\} \quad (2 \text{ Błąd! Nie zdefiniowano zakładki.})$$

gdzie:

q_d – natężenie przepływu produktu dolnego,
 e – błąd regulacji,

k_p – wzmacnienie regulatora,
 T_s – okres próbkowania, $T_s = 1$ s
 T_i – czas zdwojenia regulatora.

W obydwu układach technologicznych przyjęto skokowe zmiany składu ziarnowego, wyrażone w procentowych udziałach dwóch nadaw, N1 i N2, o różnym składzie ziarnowym, przedstawione w tab. 4.

Na zmiany składu ziarnowego nadawcy powinny reagować układy sterowania (warstwy optymalizacji, sterowania nadrzędnego i sterowania bezpośredniego [16, 18]) i w efekcie tego wymuszać odpowiednie zmiany gęstości rozdziału.

Tabela 4.

Zmiany składu ziarnowego nadawy

Lp.	Udziały nadaw	
	N1	N2
1.	50% → 75%	50% → 25%
2.	50% → 100%	50% → 0%
3.	25% → 50%	75% → 50%
4.	100% → 50%	50% → 100%
5.	75% → 50%	25% → 50%
6.	50% → 25%	50% → 75%

Przyjęto, że zawartość popiołu w koncentraty z obydwu układów technologicznych $A_k = 13\%$. Wykorzystując algorytm maksymalizacji produkcji o zadanej jakości [15], wyznaczono optymalne gęstości rozdziału w osadzarkach przy różnych udziałach nadaw N1 i N2. Zmiany gęstości rozdziału, konieczne do ponownego uzyskania zadanej zawartości popiołu w koncentraty (13%), przedstawiono w tab. 5. (dla układu z jedną osadzką) oraz w tab. 6. (dla układu z dwiema osadzkami).

Dla podanych zmian gęstości rozdziału przyjęto nastawy regulatora dobrane według dwóch metod:

- A. metody bezpośredniej z warunkiem na zapas fazy, opisanej w [11];
- B. metody zmodyfikowanej, w której zwiększono wzmocnienie regulatora o połowę i ponownie przeprowadzono prognozy symulacyjne dla tych samych zmian składu ziarnowego.

Na podstawie otrzymanych przebiegów wyznaczono wskaźniki jakości regulacji, opisane w normie [17]:

- czas ustalania (regulacji);
- czas narastania;
- całkę z kwadratu błędu regulacji (ISE).

W tab. 7. zestawione zostały wartości nastaw regulatora oraz trzech wyżej wymienionych wskaźników jakości regulacji w obydwu rozpatrywanych układach przy wykorzystaniu dwóch metod, A i B. Wartość odniesienia (100%) odpowiada całce z kwadratu błędu regulacji (ISE) dla przypadku zmian udziału nadawy N1 z 50 do 100% w układzie odniesienia z jedną osadzką.

Tabela 5.

Wymagane zmiany gęstości rozdziału w układzie z jedną osadzką

Zmiana składu ziarnowego (jak w tab. 4)	ρ_{os1} g/cm ³
1.	1,541→1,630
2.	1,541→1,710
3.	1,425→1,541
4.	1,710→1,541
5.	1,630→1,541
6.	1,541→1,425

Tabela 6.

Wymagane zmiany gęstości rozdziału w układzie z dwiema osadzkami

Zmiana składu ziarnowego (jak w tab. 4)	ρ_{os1} g/cm ³	ρ_{os2} g/cm ³
1.	1,701→1,739	1,700→1,739
2.	1,701→1,779	1,700→1,779
3.	1,664→1,701	1,663→1,700
4.	1,779→1,701	1,779→1,700
5.	1,739→1,701	1,739→1,700
6.	1,701→1,664	1,700→1,663

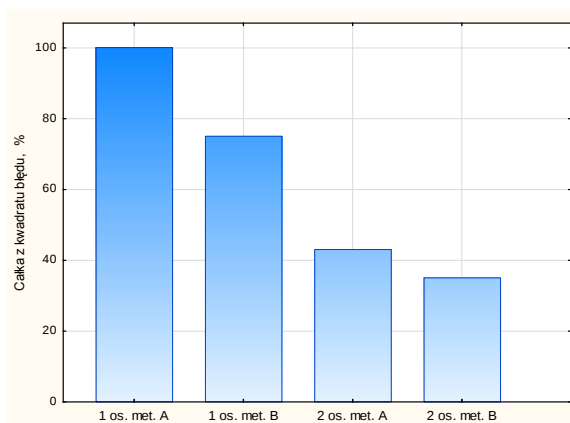
Tabela 7.

Nastawy oraz wskaźniki jakości regulacji dla rozpatrywanych układów

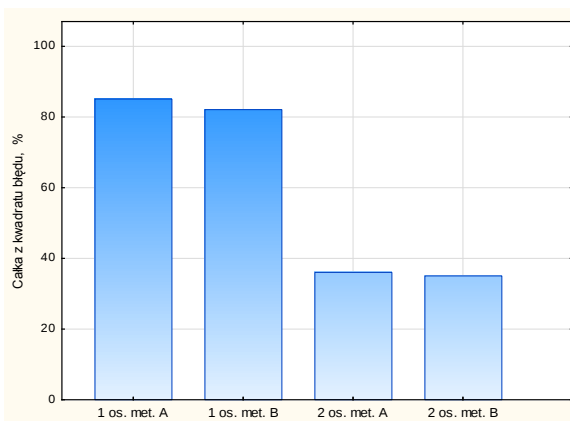
Zmiana składu ziarnowego (jak w tab. 4)	Układ	k_p	T_i s	Czas regulacji s	Czas narastania s	ISE %
Nastawy dobrane według metody doboru A						
1.	1 os.	195	30	194	70	117
1.	2 os.	195	30	380	140	43
2.	1 os.	195	30	200	71	100
2.	2 os.	195	30	388	140	43
3.	1 os.	195	30	196	71	199
3.	2 os.	195	30	384	140	43
4.	1 os.	208	10	26	8	85
4.	2 os.	208	10	52	16	36
5.	1 os.	208	10	25	7	99
5.	2 os.	208	10	52	16	36
6.	1 os.	208	10	26	8	167
6.	2 os.	208	10	52	16	36

Zmiana składu ziarnowego (jak w tab. 4)	Układ	k_p	T_i s	Czas regulacji s	Czas narastania s	ISE %
Nastawy zmodyfikowane – metoda B						
1.	1 os.	292,5	30	230	32	96
1.	2 os.	292,5	30	376	82	35
2.	1 os.	292,5	30	247	47	75
2.	2 os.	292,5	30	374	82	35
3.	1 os.	292,5	30	235	34	96
3.	2 os.	292,5	30	374	82	35
4.	1 os.	312	10	42	4	82
4.	2 os.	312	10	48	10	35
5.	1 os.	312	10	43	5	96
5.	2 os.	312	10	48	12	35
6.	1 os.	312	10	42	5	163
6.	2 os.	312	10	48	10	35

Na rys. 5. oraz 6. przedstawiono względne wartości całki z kwadratu błędu dla jednej ze zmian składu ziarnowego nadawy. Rys. 5. ilustruje wartości dla zmiany udziału nadawy N1 z 50 do 100%, natomiast rys. 6. – dla zmiany tej samej nadawy ze 100 do 50%.



Rys. 5. Wartości całki z kwadratu błędu dla zmiany udziału nadawy N1 50%→100%



Rys. 6. Wartości całki z kwadratu błędu dla zmiany udziału nadawy N1 100%→50%

4. PODSUMOWANIE

Na podstawie przeprowadzonych analiz symulacyjnych można stwierdzić, że:

- lepsze efekty wzbogacania uzyskuje się poprzez zastosowanie układu dwóch osadzarek wzbogacających posobnie; wartość produkcji jest większa, a zastosowanie drugiej osadzarki może być ekonomicznie opłacalne (patrz przypis 2.);
- wskaźniki czasowe regulacji w układzie dwóch osadzarek mają większą wartość niż w przypadku układu z jedną osadzarką; wynika to z zastosowania dwóch maszyn o podobnych parametrach, przez co czas wykonywania operacji przerobowej wydłuża się;
- wartość całki z kwadratu błędu dla zmian zadanej gęstości rozdziału dla dwóch osadzarek jest znacząco mniejsza niż w przypadku jednej osadzarki;
- opisana modyfikacja nastaw regulatora (metoda B) powoduje nieznaczny wzrost czasu regulacji, lecz zarazem skrócenie czasu narastania; wartość całki z kwadratu błędu znacząco maleje tylko w przypadku dodatnich zmian zadanej gęstości rozdziału;
- przedstawione wyniki pozwalają na podjęcie prac nad określeniem wpływu zmian składu ziarnowego nadawy na parametry dynamiczne osadzarki oraz układu osadzarek, jako obiektów regulacji, a tym samym nad opracowaniem adaptacyjnego algorytmu regulacji osadzarek pulsacyjnych.

Literatura

1. Boron S., Heyduk A., Pielot J.: *Application of on-line visual analysis of feed particle size distribution to the multiple coal enrichment systems – evaluation of economic efficiency*, Materiały XIX Międzynarodowej Konferencji Przetwarzania Kopaliny, Istebna, 15-18 września 2014.
2. Boron S., Pielot J., Wojaczek A.: *Coal cleaning in jig systems – profitability assessment*, Mineral Resources Management, 30(2), 2014, s. 67-82.
3. Cierpisz S.: *Automatyczna regulacja procesu wzbogacania węgla w osadzarkach*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2012.
4. Cierpisz S.: *Maksymalizacja produkcji w układach sterowania procesami grawitacyjnego wzbogacania węgla*, Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej EMTECH 2016, Katowice 7-8 kwietnia 2016, s. 206-212.
5. Cierpisz S., Kaula R.: *Dobór parametrów regulatora dla obiektu inercyjnego z opóźnieniem na przykładzie osadzarki pulsacyjnej*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 3 (517), 2014, s. 5-13.
6. Głowiak S.: *Wpływ składu ziarnowego nadawy na skuteczność wzbogacania w osadzarkach*, Materiały XV Konferencji Automatyzacji Procesów Przetwarzania Kopaliny, Szczyrbk, 2-4 czerwca 2009, s. 37-50.
7. Goodman F., McCreery J.: *Coal Preparation Computer Model*, v.I. U.S. Environmental Protection Agency, Washington 1980.
8. Heyduk A.: *Topograficzna analiza dwuwymiarowych obrazów materiału ziarnistego*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2 (456), 2009, s. 5-10.
9. Heyduk A.: *Teksturalne (niesegmentacyjne) metody wizyjnej oceny składu ziarnowego*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 3 (469), 2010, s. 16-24.
10. Heyduk A., Pielot J.: *Economical Efficiency Assessment of an Application of On-line Feed Particle Size Analysis to the Coal Cleaning System in Jigs*, Inżynieria Mineralna - Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 2 (34), 2014, s. 217-228.
11. Kaula R.: *Dobór nastaw regulatora PI w układach regulacji procesów wzbogacania węgla*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 31(1), 2005, s. 141-154.
12. Kaula R., Pielucha W.: *Układ regulacji procesu produkcji mieszanek węgla z regulatorem cyfrowym – studium przypadku*, III Polski Kongres Górniczy „Górnictwo wczoraj – dziś – jutro”, Wrocław 2015.
13. Pielot J.: *An analysis of effects of coal jigging after changes in the grain composition of a feed*, Archives of Mining Sciences, 4 (55), 2010, pp. 827-846.
14. Pielot J.: *Wpływ zmian składu ziarnowego nadawy na efekty wzbogacania węgla w układach osadzarek*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 10 (488), 2011, s. 32-39.
15. Pielot J.: *Wielokryterialna optymalizacja produkcji układów technologicznych grup wzbogacalników grawitacyjnych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
16. Pielot J.: *Wybrane zagadnienia hierarchicznego sterowania i zarządzania w zakładzie przetworzenia węgla – cz. I*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 3 (517) 2014, s. 37-44.
17. PN-88/ M-42000: *Automatyka i pomiary przemysłowe. Terminologia*.
18. Tatjewski P.: *Sterowanie zaawansowane obiektów przemysłowych. Struktury i algorytmy*, Akademicka Oficyna Wydawnicza EXIT, Warszawa 2002.
19. Trybalski K.: *Analiza właściwości dynamicznych procesów i układów technologicznych przetworzenia surowców mineralnych*, Rozprawy, Monografie, nr 83, UW AGH, Kraków 1999.

JOACHIM PIELOT
WOJCIECH PIELUCHA
Politechnika Śląska
joachim.pielot@polsl.pl;

