

2 (530) 2017

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

TECHNOLOGICAL PROCESSES

MECHANICS

BUILDING AND EXPLOATATION OF MACHINES

POWER ELECTRONICS

AUTOMATION

ROBOTICS

APPLIED IT

TELECOMMUNICATIONS

SAFETY

PROCESY TECHNOLOGICZNE

MECHANIKA

BUDOWA I EKSPLOATACJA MASZYN

ENERGOELEKTRONIKA

AUTOMATYKA

ROBOTYKA

INFORMATYKA STOSOWANA

TELEKOMUNIKACJA

BEZPIECZEŃSTWO

MINING – INFORMATICS, AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING
Published since 1962

DOI: <http://dx.doi.org/10.7494/miag>

Chairman of the Scientific Board/Przewodniczący Rady Naukowej:
Antoni Kalukiewicz, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Secretary of the Scientific Board/Sekretarz Rady Naukowej:
Krzysztof Krauze, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Members of the Scientific Board/ Członkowie Rady Naukowej:
Darius Andriukaitis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania)
Naj Aziz, University of Wollongong, Wollongong (Australia)
Edward Chlebus, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)
George L. Danko, University of Nevada, Reno (USA)
Krzysztof Filipowicz, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Jiří Fries, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic)
Leonel Heradia, EAFIT University, Medellín (Columbia)
Dou Lin-ming, China University of Mining and Technology, Xuzhou (China)
Arkadiusz Mężyk, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Joseph Molnar, University of Miskolc, Miskolc (Hungary)
Jacek Paraszczak, Laval University, Quebec (Canada)
Sorin Mihai Radu, University of Petrosani, Petrosani (Romania)
Yuan Shujie, Anhui University of Science and Technology, Huainan (China)
Marek Sikora, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)
Radosław Zimroz, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)

Editorial staff/ Redakcja czasopisma:
Editor in Chief/ Redaktor naczelny – *Krzysztof Krauze*
Deputy Editor in Chief/ Zastępca redaktora naczelnego – *Krzysztof Kotwica*
Managing Editor/ Kierownik redakcji – *Marcin Mazur*

Associate editors/ Redaktorzy tematyczni:
Waldemar Korzeniowski (technological processes/ procesy technologiczne)
Łukasz Bółoz (mechanics/ mechanika)
Jacek Feliks (building and exploitation of machines/ budowa i eksploatacja maszyn)
Tomasz Siostrzonek (power electronics/ energoelektronika)
Waldemar Rączka (automation/ automatyka)
Tomasz Buratowski (robotics/ robotyka)
Ryszard Klempka (applied IT/ informatyka stosowana)
Elżbieta Bereś-Pawlik (telecommunications/ telekomunikacja)
Tomasz Wydro (safety/ bezpieczeństwo)

Proofreading/ Redaktor językowy – *Aleksandra Kozak*
Technical Editor/ Redaktor techniczny – *Kamil Mucha*
Webmaster/ Redaktor strony internetowej – *Paweł Mendyka*

PUBLISHER
Publishing Manager/ Redaktor naczelny Wydawnictw AGH: *Jan Sas*

Linguistic Corrector/ Korekta językowa: *Kamila Zimnicka-Warchoń* (Polish/ język polski), *Bret Spainhour* (English/ język angielski)

Desktop Publishing/ Skład komputerowy: *Andre*

Cover Design/ Projekt okładki i strony tytułowej: *ROMEDIA-ART*

© Wydawnictwa AGH, Kraków 2017

ISSN 2449-6421 (online)
ISSN 2450-7326 (printed)

The electronic version of the journal is the primary one.
Number of copies: 70

Wydawnictwa AGH (AGH University of Science and Technology Press)
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
tel. 12 617 32 28, 12 636 40 38
e-mail: redakcja@wydawnictwoagh.pl
<http://www.wydawnictwo.agh.edu.pl>

Table of Contents

Marian Hyla

Universal server for monitoring industrial devices using web browser	7
Uniwersalny serwer do monitorowania urządzeń przemysłowych za pomocą przeglądarki internetowej	15

Tomasz Janoszek

Numerical simulation of underground coal gasification process in “Barbara” Experimental Mine	23
Symulacja numeryczna możliwości prowadzenia procesu podziemnego zgazowania pokładów węgla w Kopalni Doświadczalnej „Barbara”	33

Adam Marek

Operation analysis of leakage protection including auxiliary current source operating as series ohmmeter systems	43
Analiza działania centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym pracujących w układzie omomierza szeregowego	51

Piotr Cheluszka, Marian Dolipski, Piotr Sobota

Significance of cutting process parameters as related to improving dynamic state of roadheader and minimizing power consumption	59
Znaczenie parametrów procesu urabiania w aspekcie poprawy stanu dynamicznego kombajnu chodnikowego oraz minimalizacji zapotrzebowania mocy	69

*Krzysztof Krauze, Waldemar Rączka, Marek Sibiłak, Jarosław Konieczny,
Dariusz Kubiak, Henryk Culer, Daniel Bajus*

Automated transfer point URB/ZS-3	80
Zautomatyzowany punkt przesypowy URB/ZS-3	86

ABSTRACTS

MARIAN HYL

UNIVERSAL SERVER FOR MONITORING INDUSTRIAL DEVICES USING WEB BROWSER

This paper presents the implementation of a universal intermediate server for the monitoring of industrial devices using the Modbus TCP protocol. The application provides selected information using the HTTP protocol accepted by web browsers. The software configuration and sample pages generated by the server are described. The results of the Modbus TCP interface performance tests are presented.

TOMASZ JANOSZEK

NUMERICAL SIMULATION OF UNDERGROUND COAL GASIFICATION PROCESS IN "BARBARA" EXPERIMENTAL MINE

This article presents the results of a numerical simulation of the possibility of the underground gasification process of a coal seam located in the Barbara Experimental Mine. The purpose of the analyses was to predict the process factors that influence the condition for producing gas that is rich in hydrogen. The georeactor geometry, assumptions for the numerical model, and quantitative and qualitative results of the model studies are presented.

ADAM MAREK

OPERATION ANALYSIS OF LEAKAGE PROTECTION INCLUDING AUXILIARY CURRENT SOURCE OPERATING AS SERIES OHMMETER SYSTEMS

This paper outlines issues related to the features of the leakage protections, especially the resistance of central leakage protections provided with the auxiliary current source to network interferences. It reveals susceptibility of the central leakage protections to this type of interferences (especially in the case of usage current sources of small rated currents).

PIOTR CHELUSZKA
MARIAN DOLIPSKI
PIOTR SOBOTA

SIGNIFICANCE OF CUTTING PROCESS PARAMETERS AS RELATED TO IMPROVING DYNAMIC STATE OF ROADHEADER AND MINIMIZING POWER CONSUMPTION

The process of mechanical excavation, especially that of hard rocks, is very dynamic. This results in heavy loads and vibrations in

STRESZCZENIA

MARIAN HYL

UNIWERSALNY SERWER DO MONITOROWANIA URZĄDZEŃ PRZEMYSŁOWYCH ZA POMOCĄ PRZEGLĄDARKI INTERNETOWEJ

W artykule przedstawiono realizację uniwersalnego serwera pośredniczącego w procesie monitorowania urządzeń przemysłowych wykorzystujących protokół Modbus TCP. Aplikacja udostępnia wybrane informacje za pomocą protokołu HTTP akceptowanego przez przeglądarki internetowe. Zaprezentowano możliwość konfiguracji oprogramowania oraz przykładowe strony generowane przez serwer. Przedstawiono wyniki testów wydajnościowych połączenia Modbus TCP.

TOMASZ JANOSZEK

SYMULACJA NUMERYCZNA MOŻLIWOŚCI PROWADZENIA PROCESU PODZIEMNEGO ZGAZOWANIA POKŁADÓW WĘGLA W KOPALNI DOŚWIADCZALNEJ „BARBARA”

W artykule zaprezentowano wyniki symulacji numerycznej dotyczącej możliwości prowadzenia procesu podziemnego zgazowania rzeczywistej parceli węgla zlokalizowanej na obszarze Kopalni Doświadczalnej „Barbara”. Celem prowadzonych analiz była predykcja czynników procesowych, które warunkują uzyskanie gazu procesowego bogatego w wodór w zależności od zastosowanego czynnika zgazowującego. Przedstawiono geometrię georeaktora, założenia budowy modelu numerycznego oraz ilościowe i jakościowe rezultaty prowadzonych badań modelowych.

ADAM MAREK

ANALIZA DZIAŁANIA CENTRALNYCH ZABEZPIECZEŃ UPŁYWOWYCH Z POMOCNICZYM ŹRÓDŁEM PRĄDOWYM PRACUJĄCYCH W UKŁADZIE OMOMIERZA SZEREGOWEGO

W artykule przedstawiono zagadnienia dotyczące właściwości, a w szczególności odporności centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym na zakłócenia sieciowe. Wykazano podatność centralnych zabezpieczeń upływowych na tego typu zakłócenia (szczególnie w przypadku zastosowania źródeł prądowych o małych prądach znamionowych).

PIOTR CHELUSZKA
MARIAN DOLIPSKI
PIOTR SOBOTA

ZNACZENIE PARAMETRÓW PROCESU URABIANIA W ASPEKcie POPRAWY STANU DYNAMICZNEGO KOMBAJNU CHODNIKOWEGO ORAZ MINIMALIZACJI ZAPOTRZEBOWANIA MOCY

Proces urabiania mechanicznego (zwłaszcza skał zwięzłych) cechuje się dużą dynamiką. Skutkiem tego jest silne obciążenie i drgania

the cutting system of a roadheader, the drive units of the mechanism related to the excavation process, and the load-carrying structure of the roadheader. The adverse dynamic state that stems from excessive dynamic loads or even overloading will cause a high failure rate in the roadheader and low efficiency of its operational process (high energy consumption, low productivity), thus leading to high costs of driving tunnels using the mining method involving roadheaders. This article presents selected results of extensive computer studies on the impact of cutting process conditions on the dynamic state of a boom-type roadheader equipped with transverse cutting heads and on the energy consumed during the excavation process. On one hand, cutting process conditions result from properties of an excavated rock material and, on the other hand, from process parameter values set up during the excavation of tunnels. Simulation studies conducted using experimentally verified mathematical models made it possible to identify relationships that link dynamic loads of the body of a boom-type roadheader and energy needed for mining to the cutting process parameters of rocks with different compressive strengths. The regulation properties obtained in this way show the possibility of reducing dynamic loads of the roadheader through the proper control of cutting process parameters, including the angular speed of the cutting heads. By equipping the roadheader with a cutting head inverter drive system, it is possible to adjust the speed to the cutting process conditions by changing the supply voltage frequency of an asynchronous motor installed in the roadheader's cutting system.

KRZYSZTOF KRAUZE
WALDEMAR RĄCZKA
MAREK SIBIELAK
JAROSŁAW KONIECZNY
DARIUSZ KUBIAK
HENRYK CULER
DANIEL BAJUS

AUTOMATED TRANSFER POINT URB/ZS-3

In the KGHM Polska Miedź S.A. mines, excavated material is transported by transport trucks to transfer points and then by belt conveyors to near-shaft storage reservoirs, from where the excavated material is transported to the surface by means of a shaft transport system. Transfer from the means of non-continuous haulage to the continuous transport systems takes place at transfer points, where the excavated material is divided into two fractions: oversized grain and undersized grain. The oversized excavated material (which stays on the grating) is subjected to a process of crushing with the use of jack hammers. The article describes the URB/ZS-3 device for the automatic cleaning of the grating at transfer points, and briefly describes the design and principle of operation of the device. It also presents the purpose of constructing a block-crushing device and the method of its automation.

w układzie urabiania kombajnu chodnikowego, napędach mechanizmów związanych z realizacją tego procesu oraz ustroju nośnym kombajnu. Niekorzystny stan dynamiczny wynikający z nadmiernego obciążenia dynamicznego czy nawet przeciążeń będzie prowadzić do zwiększonej awaryjności kombajnu, niskiej efektywności realizowanego przezeń procesu roboczego (wysokiej energochłonności, małej wydajności), a przez to – wysokich kosztów drażenia wyrobisk korytarzowych lub tuneli techniką kombajnową. W artykule zaprezentowano wybrane wyniki obszernych badań komputerowych wpływu warunków realizacji procesu urabiania na stan dynamiczny wysięgnikowego kombajnu chodnikowego oraz moc zużywaną do realizacji procesu urabiania. Warunki realizacji tego procesu wynikają z jednej strony z własności urabialnego ośrodka skalnego, z drugiej zaś – z wartości parametrów procesu, zadanych w trakcie urabiania powierzchni czoła przodku. Przeprowadzone badania symulacyjne z wykorzystaniem zweryfikowanych doświadczalnie modeli matematycznych umożliwiły określenie relacji wiążących obciążenie dynamiczne nadwozia wysięgnikowego kombajnu chodnikowego i moc potrzebną do urabiania z parametrami procesu urabiania skał o różnej wytrzymałości na ściskanie. Uzyskane w ten sposób charakterystyki regulacyjne wskazują możliwości redukcji obciążeń dynamicznych kombajnu chodnikowego w wyniku odpowiedniego sterowania parametrami procesu urabiania, w tym prędkością kątową głowic urabiających. Dzięki wyposażeniu kombajnu w napęd przekształtnikowy głowic urabiających możliwe jest dostosowanie (regulacja) tej prędkości do warunków realizacji procesu urabiania przez zmianę częstotliwości napięcia zasilania silnika asynchronicznego zainstalowanego w układzie urabiania kombajnu chodnikowego.

KRZYSZTOF KRAUZE
WALDEMAR RĄCZKA
MAREK SIBIELAK
JAROSŁAW KONIECZNY
DARIUSZ KUBIAK
HENRYK CULER
DANIEL BAJUS

ZAUTOMATYZOWANY PUNKT PRZESYPOWY URB/ZS-3

W kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. urobek transportowany jest za pomocą wozów transportowych do punktów przesypowych, a następnie przenośnikami taśmowymi do przyszybowych zbiorników retencyjnych, skąd jest wydobywany na powierzchnię transportem szybowym. Przeładunek ze środków odstawy nieciągłej na ciągłe systemy transportowe odbywa się w punktach przesypowych, gdzie urobek dzielony jest na dwie frakcje, nadziarno i podziarno. Nadgabarytowy, pozostający na kracie, urobek poddawany jest procesowi kruszenia z użyciem młotów udarowych. W artykule opisano urządzenie URB/ZS-3 do automatycznego oczyszczania kraty na punkcie przesypowym, skrótkowo opisano konstrukcję i zasadę działania. Przedstawiono cel budowy i sposób automatyzacji urządzenia do rozbijania brył.

MARIAN HYLÁ

Universal server for monitoring industrial devices using web browser

This paper presents the implementation of a universal intermediate server for the monitoring of industrial devices using the Modbus TCP protocol. The application provides selected information using the HTTP protocol accepted by web browsers. The software configuration and sample pages generated by the server are described. The results of the Modbus TCP interface performance tests are presented.

Key words: *monitoring, remote access, Modbus TCP, HTTP, WWW*

1. INTRODUCTION

Modern IT technologies provide a lot of possibilities for data transmission using local computer networks as well as the global Internet. In the age of widespread access to the Internet, more and more industrial devices are equipped with network interfaces that are used for remote control and the monitoring of operating conditions. Practically, the location of the monitored devices and the location of the user are no longer relevant.

The Modbus TCP protocol is one of the most-commonly-implemented protocol for industrial devices with Ethernet/Internet connectivity [13]. On the user's side, common and generally accessible network access tools are web browsers that use the HTTP protocol (*Hypertext Transfer Protocol*) [11].

Both Modbus TCP and HTTP are application-layer protocols of the TCP/IP protocol stack and use the TCP (*Transmission Control Protocol*) layer and lower layers for data transport [3–7, 11, 13, 18, 19]. To display the data from Modbus TCP devices via a web browser, it is necessary to use the appropriate tool (application) that is required to allow data conversion between these two protocols.

2. MODBUS TCP PROTOCOL

The Modbus protocol [12, 14] was developed in 1979 by the Modicon company, acquired by the Schneider Electric in the mid-90s of the last century. Despite the rapid development of new communication techniques and the development of new transmission protocols, it is still one of the most-popular industrial protocols and can be used successfully for local communication with devices equipped with serial asynchronous data communication interfaces in a master-slave communication model.

The widespread use of the Internet and the possibility of the TCP/IP stack implementation [3–6, 18, 19] in industrial devices have resulted in the development of a new version of the Modbus protocol for packet networks (named Modbus TCP or Modbus TCP/IP) [13]. This protocol is based on the Modbus RTU protocol variant and is a Modbus implementation for the IP network. A comparison of the frame structure of the Modbus RTU and Modbus TCP is shown in Figure 1.

The Modbus TCP protocol data frame (*Application Data Unit*) contains the Modbus Application Header and the Protocol Data Unit.

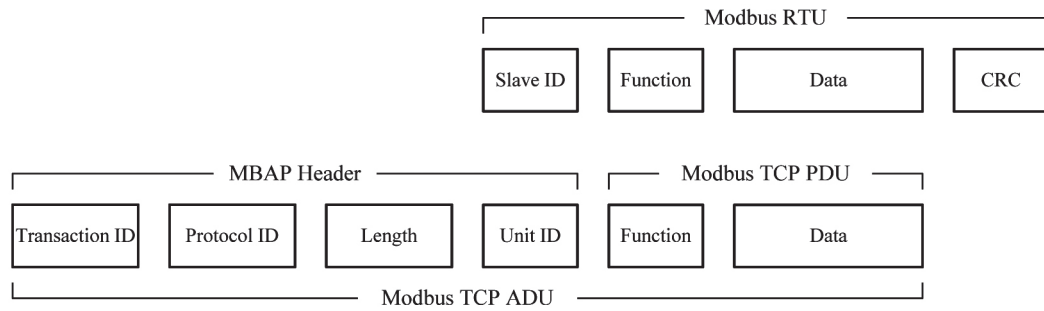


Fig. 1. Modbus RTU and Modbus TCP frame structure

Data transmission over a datagram network results in the fact that the receiving device may receive data in a different order than was sent by the transmitting device. Therefore, in the Modbus TCP header, a two-byte transaction identification number field *Transaction ID* containing the transmitted frame number has been added. It allows for the identification of the master device command for responses received from the slave device.

The two-byte field *Protocol ID* contains the protocol identifier (two bytes equal to 0).

Two-byte field *Length* contains information about the length of the remaining part of the frame and allows for the storage of separate individual frames in the device's receive buffer.

The address of slave device *Slave ID* was replaced by device identifier *Unit ID*.

The Modbus TCP *Protocol Data Unit* is compatible with the Modbus RTU protocol PDU [12, 13, 14].

The Modbus TCP frame does not contain a checksum, as the delivery of the data is guaranteed by the lower layer protocols [3, 6, 18, 19].

3. HTTP PROTOCOL

The HTTP protocol is used to send hypertext documents between web browsers and WWW (*World Wide Web*) servers [7, 11]. HTTP resources on the network are identified by the network resource addresses in the URI (*Universal Resource Identifier*) convention. URIs can point to not only the http (*HyperText Markup Language*) files [2, 15, 17, 20] but to any network resource. To identify the transferred data, a subset of MIME (*Multipurpose Internet Mail Extensions*) is used. Therefore, the HTTP can transfer files of any format and content as long as the server is able to share them [7, 11].

Downloaded data may be stored on the server or dynamically generated at the request of the user. Dynamic page creation can be done on the server side (e.g., CGI [*Common Gateway Interface*] scripts, PHP [*Personal Home Page*] interpreters, servlets, ASP [*Active Server Pages*]) or on the client side (e.g., JavaScript, applets, DHTML [*Dynamic HTML*], Flash technology, etc.). [2, 8, 15–17, 20]. Typically, a combination of server-side and client-side technologies are used. The ability to dynamically generate the page content displayed on a web browser can be used in the monitoring systems. Updating the content of the browser window according to the status of the monitored device can be realized without the user having to refresh the page. A request to upload current data may be generated by a client-side script.

Communication between the web browser and web server takes place in the client-server model. The client opens the connection and sends the request to the server, and the server processes it, returns the response, and usually closes the connection. Messages sent via HTTP consist of two elements: the header and body [7, 11]. The client request is included in the HTTP header. In the response, the server returns its header and (if required) the body of the message. Figures 2 and 3 show an example of the communication between a web browser and a web server.

HTTP uses 8 methods (GET, POST, HEAD, PUT, DELETE, OPTIONS, TRACE, CONNECT) placed in the headers and specifying the requested actions [7, 11]. The universal monitoring server application uses the GET method. The data displayed in the browser window, related to the user action, is processed by passing the parameters from the hidden forms contained on the page.

HTTP is a stateless protocol; i.e., the server does not store any information about previous transactions after the connection is closed [7, 11]. Therefore, each query is treated as new by the server and cannot be

```
GET /index.html HTTP/1.1
Host: 127.0.0.1
User-Agent: Mozilla/5.0 (Windows NT 6.1; WOW64; rv:50.0) Gecko/20100101 Firefox/50.0
Accept: text/html,application/xhtml+xml,application/xml;q=0.9,*/*;q=0.8
Accept-Language: pl,en-US;q=0.7,en;q=0.3
Accept-Encoding: gzip, deflate
```

Fig. 2. Example of HTTP client request

```
HTTP/1.1 200 OK
Pragma: no-cache
Cache-Control: post-check=0, pre-check=0, no-store, max-age=0
Content-Type: text/html
Connection: Keep-Alive
Keep-Alive: timeout=30, max=93
Content-Length: 1631

<html>
  <head>
    <meta charset="iso-8859-2" />
    <title>Modbus Serwer</title>
    <link href="style.css" type="text/css" rel="stylesheet">
  </head>
  <body>
    <div class="title">Serwer testowy</div>
    ...
    ...
    <div class="footer">
      <a href="http://www.kener.elekt.r.polsl.pl/"></a>
      &copy;&nbsp;2016-2017&nbsp;<a href="http://www.kener.elekt.r.polsl.pl/">
      KENER - Politechnika &#346;l&#261;ska</a>
    </div>
  </body>
</html>
```

Fig. 3. Fragment of example of HTTP server response

associated with information about previously transmitted data. In order to remember the states associated with the previous connection, the *cookies* mechanism is most-commonly used. Cookies information can be included in the HTTP message headers. Another method is to upload the hidden parameters from the forms included on the page or to place the parameters in the query URL. The universal monitoring server application uses cookies to send user login status information and user selectable items for displaying in a browser window.

Cookies are also used in the queries generated automatically by JavaScript [8, 15–16] that update the contents of a monitored device page.

4. SYSTEM IDEA

Figure 4 illustrates the idea of a communications system.

For this purpose, the server application was developed. The server application, cooperating with the Firebird SQL database [1], is an interface between devices using the Modbus TCP protocol [13] and web browsers. The server application operates with a fixed global IP address and opens two listening ports: one for handling HTTP connections and the other for communication with Modbus TCP devices.

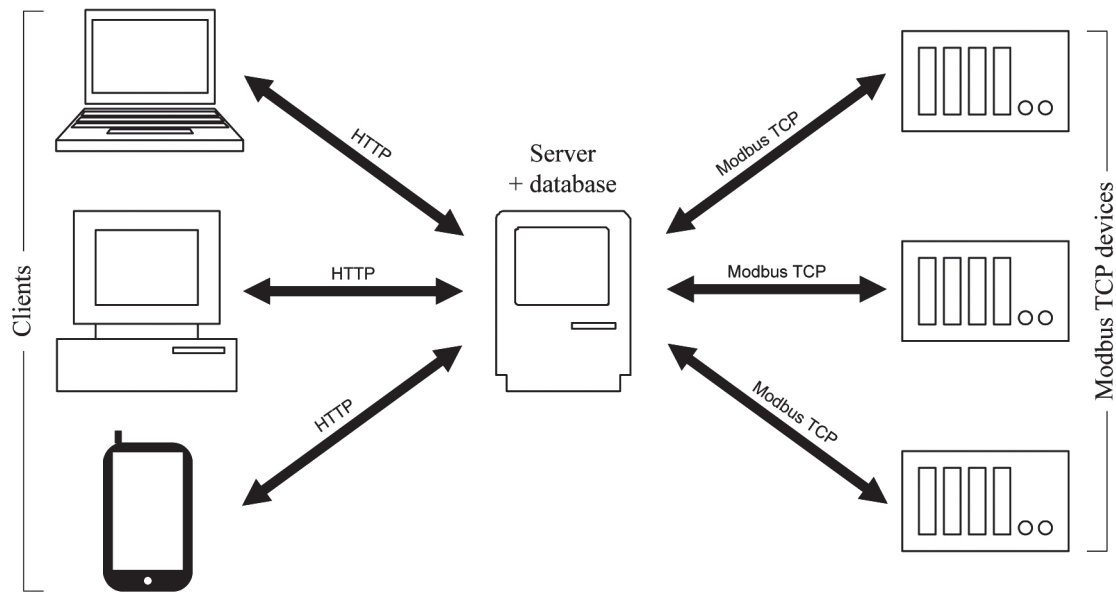


Fig. 4. Idea of communications system

The purpose of the application is to read data from the Modbus TCP devices and make it available to clients in the form accepted by the Internet browsers.

Cooperation with the database allows for the archiving of data received from the devices and sharing of the archived data to the client devices.

5. SERVER APPLICATION

The server application was created for the Windows operating system as a single executable file that can also be run as a system service. It is a standalone application that does not require the installation of other web servers like Apache, Nginx, or ISS, for example.

The assumption when developing the application was the creation of a universal server working with any type of Modbus TCP device. The Modbus TCP protocol [13] does not dictate the association of the information contained in the registry with the registry address. It also allows for the different coding of values contained in the registers (fixed point number with or without a sign, floating point numbers, etc.) and the size of the encoded numbers (those greater than 16 bits can be placed in several registers). In addition, a different method of coding the contents of individual registers can be used in single device.

For this reason, it is necessary to make it possible to define the configuration of the registers and format of

the data for each of the devices entered into the system. Figure 5 shows a server application window that allows us to configure the Modbus TCP registry. The user can enter the address of the registry, name, symbol and unit, type of data encoding, information about whether the read register value can be archived in the database, and whether the contents of the register can be edited.

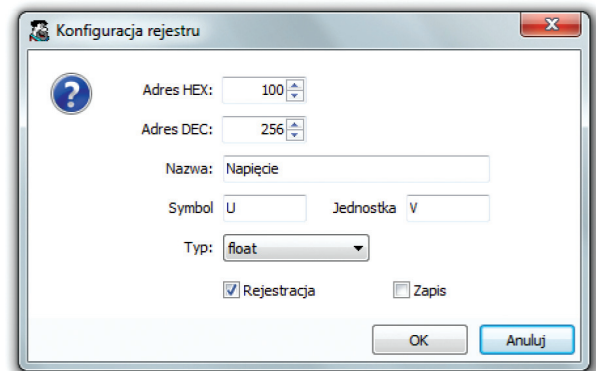


Fig. 5. Modbus TCP device registry configuration window

Registers are grouped in sets. Defined register sets can be assigned to the Modbus TCP devices declared in the system. Figure 6 shows an example set of registers.

The next step is to define the Modbus TCP devices by entering the device identifier used in the Modbus TCP Unit ID field, assigning a device name and a set of registers as well as determining the device communication frequency by the server application.

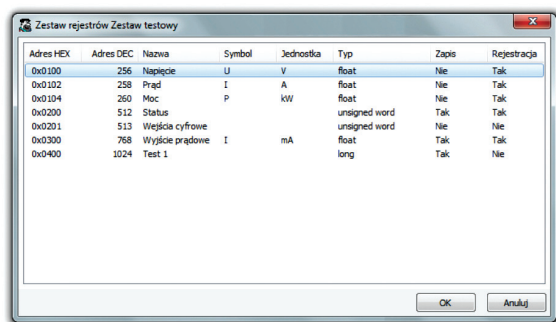


Fig. 6. Defining set of registers

After the device has connected to the server, the server application automatically communicates with the device and sends a request to the device with a set period of time. The server reads the contents of the registers defined in the assigned registry set, combining as many registers as possible into a single frame to optimize the time required to transmit all data, [9, 10]. It then decodes their value according to the entered type and registers the read values in the database. It also allows us to enter values to the registers for which this possibility was set.

Configuration of the server application for web browser connection requires us to provide a user list with access passwords and assign the devices that the user can access. Figure 7 shows the user list configuration window.

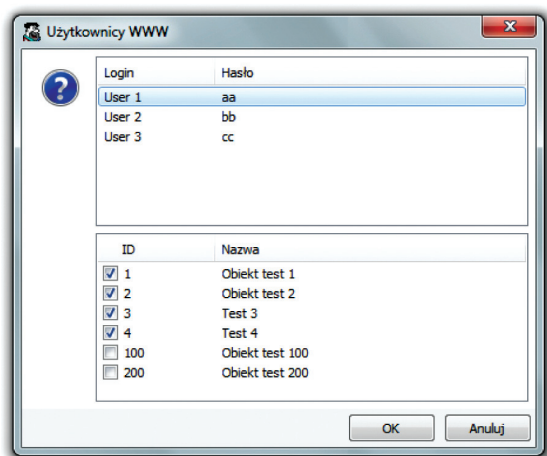


Fig. 7. User list configuration window

The current version of the server application generates web pages according to the single built-in template. However, it allows us to configure the presentation of selected page elements. Figure 8 shows the configuration window for the visual elements of a web page generated by the server and a CSV (Comma-separated values) file format that contains archived data provided by the server.

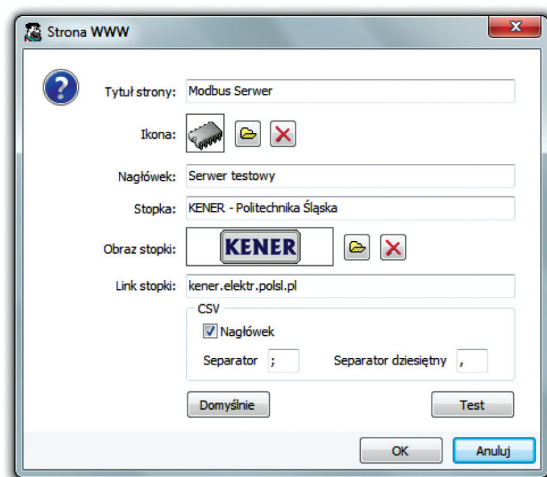


Fig. 8. Window for configuring elements of web page generated by server

After configuring the required options, the server application does not require user interaction and can be run in system service mode.

6. WEB BROWSER

Monitoring of current status of the Modbus TCP devices and archived data review can be accessed by a web browser. Access to the information provided by the server application requires a user login. The logon process was implemented using the cryptographic MD5 (Message-Digest algorithm 5) algorithm, and session authorization data is controlled by the HTTP-based cookie mechanism [7, 11].

After verification of the login data, the server application sends a web page containing the list of devices to which the logged-in user has been granted access together with the connection status symbol as shown in Figure 9. The status of the Modbus TCP connections to the server is automatically updated at ten-second intervals.

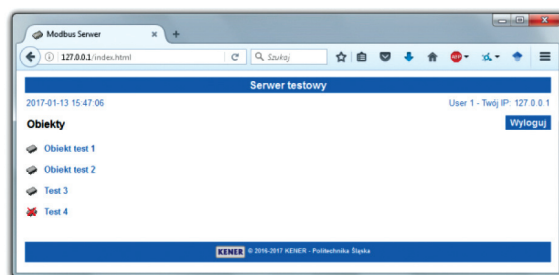


Fig. 9. List of devices available to logged-in user generated by server application

Selection of the device by the user generates a web page containing the measurement values registered by the server. Based on the data contained in the database, the server application generates a PNG (*Portable Network Graphics*) graphic file with the waveforms for the selected day and embeds its URI in the HTML content of the page sent to the client [2, 20]. The server also generates a JavaScript [8, 15–17] that automatically updates the PNG file displayed in the client's web browser, refreshes the date, time, and instantaneous measurement values during the last data update, and shows the status of the Modbus TCP device connection. These operations take place without the need for additional user action. Figure 10 shows an example view of the Modbus TCP device measurement web page.

The calendar icon at the top of the page runs a script that displays the calendar and allows data from another day to be downloaded from the server. The checkboxes below the graph are used to include a selection of the measurements returned by the server in the server-generated PNG file.

The floppy disk icon at the top of the page allows the page to send a request to the server to retrieve the measurement data for the selected day. The server application generates the appropriate data based on the client request in the form of a CSV file and sends it to the client. A web browser allows the page to save the downloaded data to a file on the client computer for further analysis using commonly available spreadsheets such as Microsoft Excel.

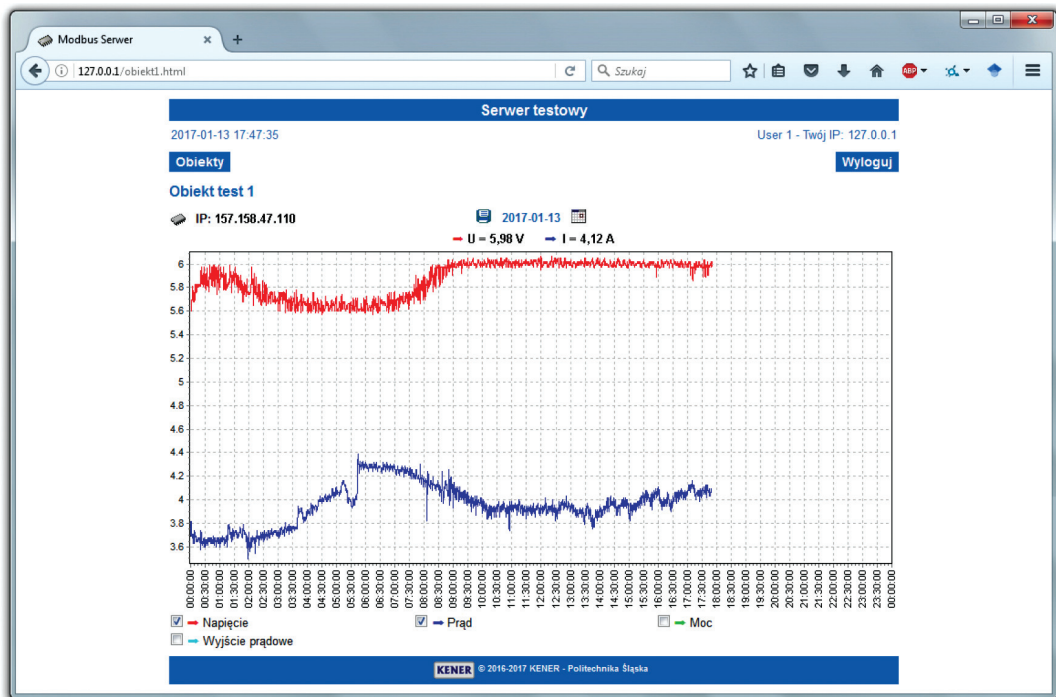


Fig. 10. Web page generated by server application for measured value monitoring

7. EFFICIENCY TESTS OF MODBUS TCP CONNECTIONS

In order to verify the concept of combining the read registers of the Modbus TCP devices within a single Ethernet layer package, system performance tests were performed. The set of registers was defined in such a way that the server application sends 3 commands to the device, reading 1, 16, and 64 registers, respectively – in the first case, by sending each query separately, and in the others by merging them into a single package.

Figure 11 shows an illustration of how to combine the Modbus TCP frames and the response time measurement method. In the case of separate packets for each frame, the next query was sent immediately after receiving the response to the previous command. The time of the response was measured from the initiation of the transmission until a complete response containing all register data had been received. The test sequence was repeated every 200 ms. The tests were performed in a network consisting of both an Ethernet-based computer network and Internet-based fiber-optic devices. The packet route passed through

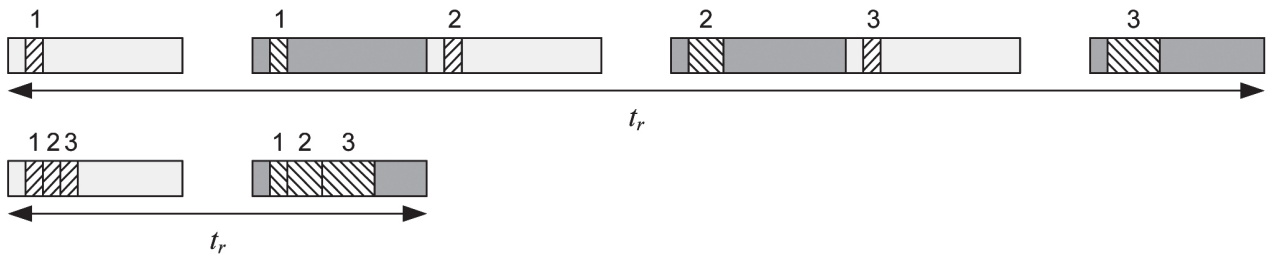


Fig. 11. Illustration of frames combining and response time t_r measuring method

11 network nodes identified by *tracert* traceroute software. Test measurements were done several times at different periods of the day, and the time of a single test was five minutes. The tested Modbus TCP device was an STPC-09-type industrial controller produced by the ENEL-PC company.

Table 1
Results of performance tests

Type of test	Maximum response time [ms]	Average response time [ms]
3 frames in separate packets	132	88.6
3 frames in a common packet	28.4	13.8

As can be seen in Table 1, the average response time in the case of sending three separate packets is more than three times greater than the measured time when sending a single packet containing three Modbus TCP frames. This difference is the result of the method of receiving, identifying a query, and returning a response by a tested Modbus TCP device. Also, it is worth noting that Modbus TCP interface support is not the primary task of the tested device and it is likely to accomplish this task with a relatively low priority.

The performed tests confirmed the idea of combining Modbus TCP frames in a common Ethernet layer packet to increase system performance by reducing the response time to the sent commands and reducing the amount of network traffic. This is especially true when the server application monitors the status of multiple devices. However, it is necessary to receive and correctly identify such queries on a Modbus TCP device.

8. SUMMARY

The purpose of the work presented in this article was to examine the concept and performance of a universal intermediate server application that handles data communication between devices using the Modbus TCP protocol and a web browser.

Thanks to the ability to configure the register addresses and encode the data mode independently to each of the defined Modbus TCP devices into the server application, system universality has been achieved. It is possible to perform communication and interpretation of data for any device working with this protocol. Only the ability to initiate a connection to the server by the monitored device is required.

Thanks to the automated grouping of registries sent in a single transmission packet, the server application can reduce the amount of data transmitted to the lower layers of the network protocol stack and increase system performance.

The developed server application is an independent application in the form of a single executable file, and web page generation does not require the installation of external web servers.

The next step will be the implementation of the ability to define text messages associated with the status of selected registers. This will allow us to display text-based status information of the monitored devices on the web pages generated by the server.

Work is also underway to connect older devices to the system with traditional Modbus protocols that do not support IP network connections. In this case, IP data transmission is possible using an RS-232/RS-485 – TCP/IP hardware converter; e.g., the Moxa NPort series.

Motivation to take up the topic were the numerous inquiries from the industry regarding the ability to monitor the state of devices with the use of a web browser. The implementations realized to this day confirm the proper operation of the proposed concept.

References

- [1] Borrie H.: *The Firebird Book. A Reference for Database Developers*, Apress 2004.
- [2] Castro E.: *HTML 4*, Helion, Gliwice 2003.
- [3] Comer D.E.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 1. Zasady, protokoły i architektura*, WNT, Warszawa 1997.
- [4] Comer D.E., Stevens D.L.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 2. Projektowanie i realizacja protokołów*, WNT, Warszawa 1997.
- [5] Comer D.E., Stevens D.L.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 3. Programowanie w trybie klient-serwer*, WNT, Warszawa 1997.
- [6] Fall K.R., Stevens W.R.: *TCP/IP od środka: protokoły*, Helion, Gliwice 2013.
- [7] Gourley D., Totty B., Sayer M.: *HTTP: The Definitive Guide*, O'Reilly Media 2002.
- [8] Jakut T.: *JavaScript: programowanie zaawansowane*, Helion, Gliwice 2006.
- [9] Jestratjew A., Kwiecień A.: *Performance of HTTP Protocol in Networked Control Systems*, IEEE Transactions on Industrial Informatics, 2013, 9, 1: 271–276.
- [10] Joelianto E., Hosana H.: *Performance of an industrial data communication protocol on Ethernet network*, 5th IFIP International Conference on Wireless and Optical Communications Networks (WOCN '08), Surabaya 2008: 1–5.
- [11] Krishnamurthy B., Rexford J.: *Web protocols and practice: HTTP/1.1, networking protocols, caching, and traffic measurement*, Addison-Wesley Professional, Boston 2001.
- [12] *MODBUS application protocol specification V1.1b*, Modbus-IDA, 2006.
- [13] *MODBUS Messaging on TCP/IP Implementation Guide V1.0b*, Modbus-IDA, 2006.
- [14] *Modicon MODBUS Protocol Reference Guide*, Modicon Inc., USA 1993.
- [15] Radziszewski B.: *HTML, JavaScript i Java od podstaw*, Wyd. Politechniki Świętokrzyskiej, Kielce 2002.
- [16] Resig J., Ferguson R., Paxton J.: *Zaawansowane techniki języka JavaScript*, Helion, Gliwice 2016.
- [17] Romowicz W.: *HTML i JavaScript*, Helion, Gliwice 1998.
- [18] Scrimger R., LaSalle P., Leitzke C., Parihar M., Gupta M.: *TCP/IP: biblia*, Helion, Gliwice 2002.
- [19] Siyan K.S., Parker T.: *TCP/IP. Księga eksperta*, Helion, Gliwice 2002.
- [20] Strychalski R.: *HTML: tworzenie stron www i programów desktopowych*, Nakom, Poznań 2015.

MARIAN HYL A, Ph.D., Eng.
Faculty of Electrical Engineering
Silesian University of Technology
ul. B. Krzywoustego 2, 44-100 Gliwice, Poland
marian.hyla@polsl.pl

MARIAN HYLĄ

Uniwersalny serwer do monitorowania urządzeń przemysłowych za pomocą przeglądarki internetowej

W artykule przedstawiono realizację uniwersalnego serwera pośredniczącego w procesie monitorowania urządzeń przemysłowych wykorzystujących protokół Modbus TCP. Aplikacja udostępnia wybrane informacje za pomocą protokołu HTTP akceptowanego przez przeglądarki internetowe. Zaprezentowano możliwość konfiguracji oprogramowania oraz przykładowe strony generowane przez serwer. Przedstawiono wyniki testów wydajnościowych połączenia Modbus TCP.

Słowa kluczowe: *monitorowanie, zdalny dostęp, Modbus TCP, HTTP, WWW*

1. WSTĘP

Nowoczesne technologie informatyczne dają szerokie możliwości transmisji danych z wykorzystaniem komputerowych sieci lokalnych, jak i globalnej sieci Internet. W dobie powszechnego dostępu do Internetu coraz więcej urządzeń przemysłowych wyposaża się w interfejsy sieciowe, wykorzystywane do zdalnego sterowania i monitorowania stanu pracy. Praktycznie przestaje mieć znaczenie zarówno lokalizacja monitorowanych urządzeń, jak i lokalizacja użytkownika.

Jednym z najczęściej implementowanych protokołów urządzeń przemysłowych z możliwością łączności przez sieć Ethernet/Internet jest protokół Modbus TCP [13]. Od strony użytkownika powszechnym i ogólnie dostępnym narzędziem dostępu do sieci są przeglądarki internetowe wykorzystujące protokół HTTP (*Hypertext Transfer Protocol*) [11].

Zarówno Modbus TCP, jak i HTTP są protokołami warstwy aplikacji stosu protokołów TCP/IP i do transportu wykorzystują protokół TCP (*Transmission Control Protocol*) oraz warstwy niższe [3–7, 11, 13, 18, 19]. Aby umożliwić prezentację danych z urządzeń Modbus TCP za pomocą przeglądarki internetowej, konieczne jest jednak zastosowanie odpowiedniego narzędzia (aplikacji) umożliwiającego konwersję danych pomiędzy obydwoma protokołami.

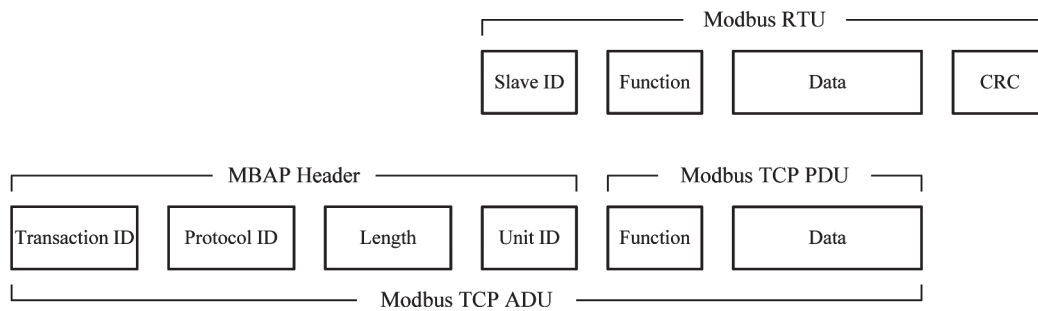
2. PROTOKÓŁ MODBUS TCP

Protokół Modbus [12, 14] został opracowany w 1979 r. przez firmę Modicon, przejętą w połowie lat 90. ubiegłego wieku przez Schneider Electric. Pomimo gwałtownego rozwoju nowych technik komunikacji i opracowania nowych protokołów transmisyjnych jest on w dalszym ciągu jednym z najpopularniejszych protokołów przemysłowych i z powodzeniem stosowany jest do lokalnej komunikacji z urządzeniami wyposażonymi w szeregowo asynchroniczne interfejsy transmisji danych w modelu komunikacji typu Master-Slave.

Powszechny dostęp do Internetu oraz możliwość implementacji stosu protokołów TCP/IP [3–6, 18, 19] w urządzeniach przemysłowych przyczyniły się do opracowania nowej wersji protokołu Modbus dla sieci pakietowych nazwanej Modbus TCP lub Modbus TCP/IP [13]. Protokół ten bazuje na odmianie protokołu Modbus RTU i jest jego implementacją dla sieci IP. Porównanie struktury ramki Modbus RTU oraz Modbus TCP przedstawiono na rysunku 1.

Ramka protokołu Modbus TCP (*Application Data Unit*) składa się z nagłówka (*Modbus Application Header*) oraz właściwej części danych (*Protocol Data Unit*).

Transmisja danych przez sieć datagramową wiąże się z możliwością odebrania danych przez urządzenie



Rys. 1. Struktura ramki Modbus RTU i Modbus TCP

odbiorcze w innej kolejności, niż zostały wysłane przez urządzenie nadawcze. Z tego względu w nagłówku protokołu Modbus TCP wprowadzono dwubajtowe pole identyfikatora transakcji *Transaction ID* zawierające numer transmitowanej ramki. Pozwala ono na identyfikację polecenia urządzenia Master, na które odebrano odpowiedź od urządzenia Slave.

Dwubajtowe pole *Protocol ID* zawiera identyfikator protokołu (dwa bajty o wartości 0).

Dwubajtowe pole *Length* zawierające informację o długości pozostałej części ramki pozwala na rozdzielanie poszczególnych ramek zgromadzonych w buforze odbiorczym urządzenia.

Adres urządzenia podrzędnego *Slave ID* zastępuje identyfikatorem urządzenia *Unit ID*.

Jednostka danych protokołu *Protocol Data Unit* Modbus TCP jest zgodna z formatem PDU protokołu Modbus RTU [12–14].

Ramka Modbus TCP nie zawiera sumy kontrolnej, gdyż prawidłowość dostarczenia danych gwarantują protokoły warstw niższych [3–6, 18, 19].

3. PROTOKÓŁ HTTP

Protokół HTTP wykorzystywany jest do przesyłania dokumentów hipertekstowych pomiędzy przeglądarkami internetowymi a serwerami sieci WWW (*World Wide Web*) [7, 11]. Zasoby HTTP znajdujące się w sieci identyfikowane są przez adresy zasobów sieciowych w konwencji URI (*Universal Resource Identifier*). Adresy URI mogą wskazywać nie tylko na pliki utworzone w formacie HTML (*HyperText Markup Language*) [2, 15, 17, 20], lecz na dowolne zasoby sieci. Do identyfikacji przesyłanych danych używany jest podzbiór MIME (*Multipurpose Internet Mail Extensions*). Protokołem HTTP można więc przysyłać pliki o dowolnym formacie i zawartości, jeżeli tylko serwer będzie w stanie je udostępnić [7, 11].

Pobierane mogą być dane przechowywane na serwerze lub wygenerowane dynamicznie na żądanie użytkownika. Dynamiczne tworzenie witryn może być realizowane po stronie serwera, np. skrypty CGI (*Common Gateway Interface*), interpretery PHP (*Personal Home Page*), serwlety, ASP (*Active Server Pages*) lub po stronie klienta, np. JavaScript, applety, DHTML (*Dynamic HTML*), technologia Flash itp. [2, 8, 15–17, 20]. Zwykle łączy się wybrane technologie po stronie serwera z tymi po stronie klienta. Możliwość dynamicznego generowania zawartości strony wyświetlanej w przeglądarce internetowej może być wykorzystana w systemach monitorowania. Aktualizacja zawartości okna przeglądarki zgodnie ze stanem monitorowanego urządzenia może być realizowana bez konieczności odświeżania strony przez użytkownika. Żądanie przesyłania aktualnych danych może być generowane przez skrypt po stronie klienta.

Komunikacja pomiędzy przeglądarką internetową a serwerem WWW odbywa się w modelu klient-serwer. Klient otwiera połączenie, wysyła żądanie do serwera, a serwer przetwarza je, zwraca odpowiedź i zazwyczaj zamyka połączenie. Komunikaty przesyłane przez HTTP składają się z dwóch elementów: nagłówka (*header*) i ciała (*body*) [7, 11]. Żądanie klienta zawarte jest w nagłówku HTTP. W odpowiedzi serwer zwraca swój nagłówek i, jeżeli jest to wymagane, ciało komunikatu. Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono przykładową komunikację pomiędzy przeglądarką internetową a serwerem WWW.

Protokół HTTP używa ośmiu metod (GET, POST, HEAD, PUT, DELETE, OPTIONS, TRACE, CONNECT) przesyłanych w nagłówkach i określających żądane akcje [7, 11]. Aplikacja uniwersalnego serwera monitorowania wykorzystuje metodę GET, a dane związane ze sterowaniem przez użytkownika informacjami wyświetlanymi w oknie przeglądarki realizowane jest przez przesyłanie parametrów z ukrytych formularzy zawartych na stronie.

```
GET /index.html HTTP/1.1
Host: 127.0.0.1
User-Agent: Mozilla/5.0 (Windows NT 6.1; WOW64; rv:50.0) Gecko/20100101 Firefox/50.0
Accept: text/html,application/xhtml+xml,application/xml;q=0.9,*/*;q=0.8
Accept-Language: pl,en-US;q=0.7,en;q=0.3
Accept-Encoding: gzip, deflate
```

Rys. 2. Przykładowe zapytanie HTTP klienta

```
HTTP/1.1 200 OK
Pragma: no-cache
Cache-Control: post-check=0, pre-check=0, no-store, max-age=0
Content-Type: text/html
Connection: Keep-Alive
Keep-Alive: timeout=30, max=93
Content-Length: 1631

<html>
  <head>
    <meta charset="iso-8859-2" />
    <title>Modbus Serwer</title>
    <link href="style.css" type="text/css" rel="stylesheet">
  </head>
  <body>
    <div class="title">Serwer testowy</div>
    ...
    ...
    <div class="footer">
      <a href="http://www.kener.elekt.polsl.pl/"></a>
      &copy;&nbsp;2016-2017&nbsp;<a href="http://www.kener.elekt.polsl.pl/">
      KENER - Politechnika &#346;l&#261;ska</a>
    </div>
  </body>
</html>
```

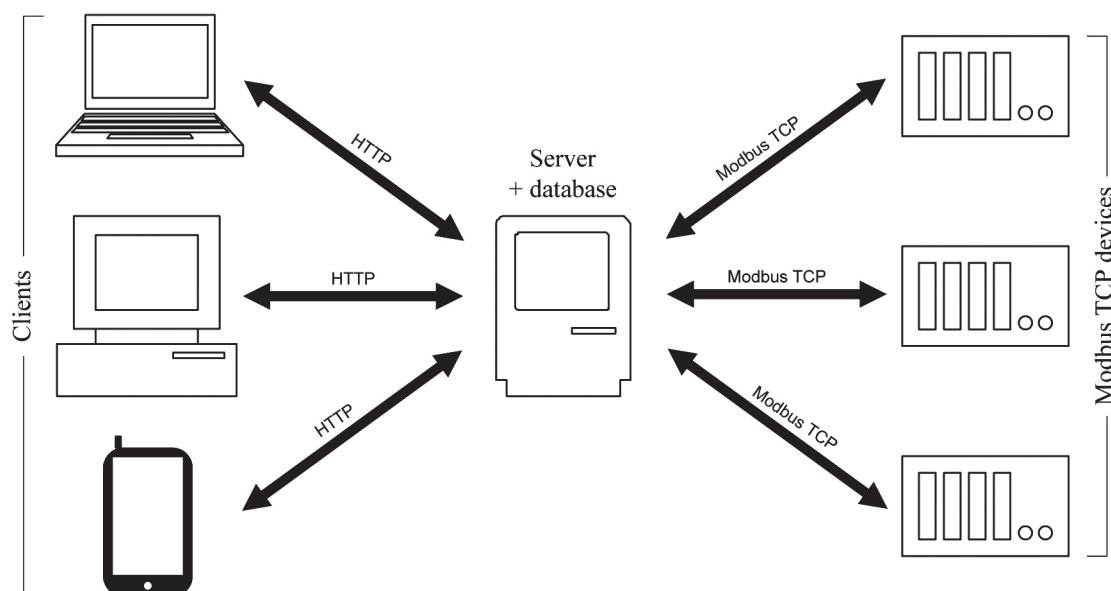
Rys. 3. Fragment przykładowej odpowiedzi HTTP serwera

Protokół HTTP jest protokołem bezstanowym, tzn. po zamknięciu połączenia serwer nie przechowuje żadnych informacji o poprzednich transakcjach [7, 11]. Z tego powodu każde zapytanie traktowane jest przez serwer jako nowe i niemożliwe do powiązania z informacjami o poprzednio przesłanych danych. W celu zapamiętania stanów związanych z poprzednim połączeniem najczęściej wykorzystuje się mechanizm ciasteczek (*cookies*). Informacje o ciasteczkach mogą być zawarte w nagłówkach przesyłanych komunikatów. Inną metodą jest przesyłanie ukrytych parametrów z formularzy zawartych na stronie lub umieszczenie parametrów w adresie URL zapytania. Aplikacja uniwersalnego serwera monitorowania wykorzystuje cia-

steczka do przesyłania informacji o statusie zalogowania użytkownika oraz elementach wybranych przez użytkownika do wyświetlenia w oknie przeglądarki. Ciasteczka wykorzystywane są także w zapytaniach generowanych automatycznie przez skrypty JavaScript [8, 15–17] aktualizujące zawartość strony monitorowanego urządzenia.

4. KONCEPCJA SYSTEMU

Na rysunku 4 przedstawiono koncepcję systemu łączności.



Rys. 4. Koncepcja systemu łączności

Elementem pośredniczącym pomiędzy urządzeniami pracującymi z protokołem Modbus TCP [13] a urządzeniami wykorzystującymi przeglądarkę internetową jest stworzona w tym celu aplikacja serwerowa współpracująca z bazą danych SQL Firebird [1]. Aplikacja serwerowa pracuje ze stałym, globalnym adresem IP oraz otwiera dwa porty nasłuchujące: jeden do obsługi połączeń realizowanych za pomocą protokołu HTTP, a drugi do komunikacji z urządzeniami Modbus TCP.

Rolą aplikacji jest odczyt danych z urządzeń Modbus TCP oraz udostępnianie ich klientom w formie akceptowanej przez przeglądarki internetowe.

Współpraca z bazą danych pozwala na archiwizowanie danych odebranych z urządzeń oraz udostępnianie danych archiwalnych urządzeniom klienckim.

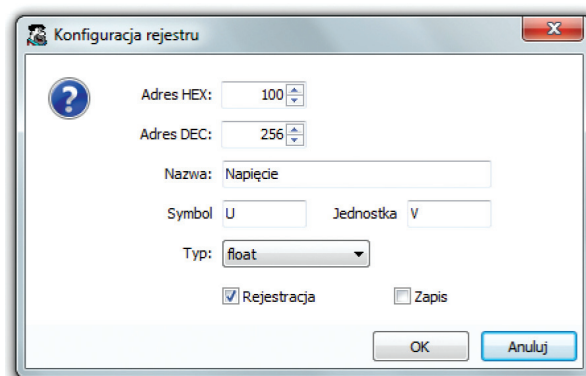
5. APLIKACJA SERWERA

Aplikacja serwerowa została stworzona dla systemu Windows w postaci pojedynczego pliku wykonywalnego z możliwością uruchomienia jako usługa systemowa. Jest aplikacją autonomiczną, niewymagającą instalacji innych serwerów WWW, takich jak np. Apache, Nginx czy ISS.

Założeniem przy opracowywaniu aplikacji było stworzenie uniwersalnego serwera współpracującego z dowolnego typu urządzeniami Modbus TCP. Protokół Modbus TCP [13] nie narzuca powiązania informacji zawartej w rejestrze z adresem rejestru.

Dopuszcza także różny sposób kodowania wartości zawartych w rejestrach (liczby stałoprzecinkowe ze znakiem lub bez znaku, liczby zmiennoprzecinkowe) oraz rozmiar kodowanych liczb (liczby o zakresie szerszym niż 16 bitów mogą być umieszczane w kilku rejestrach). Dodatkowo w ramach jednego urządzenia możliwy jest różny sposób kodowania zawartości poszczególnych rejestrów.

Z tego względu konieczne jest udostępnienie możliwości określenia zakresu rejestrów i formatu danych dla każdego z wprowadzanych do systemu urządzeń. Na rysunku 5 przedstawiono okno aplikacji serwerowej umożliwiającej konfigurację rejestru urządzenia Modbus TCP. Można wprowadzić adres rejestru, nazwę, symbol i jednostkę, typ kodowania danych, informację, czy odczyt rejestru ma być archiwizowany w bazie danych oraz czy możliwa będzie edycja zawartości rejestru.



Rys. 5. Konfiguracja rejestru urządzenia Modbus TCP

Rejestry grupowane są w zestawy. Zdefiniowane zestawy rejestrów można przypisać do urządzeń Modbus TCP wprowadzanych do systemu. Na rysunku 6 przedstawiono przykładowy zestaw rejestrów.

Adres HEX	Adres DEC	Nazwa	Symbol	Jednostka	Typ	Zapis	Rejestracja
0x0100	256	Napięcie	U	V	float	Nie	Tak
0x0102	258	Prąd	I	A	float	Nie	Tak
0x0104	260	Moc	P	kW	float	Nie	Tak
0x0200	512	Status			unsigned word	Tak	Tak
0x0201	513	Węzła cyfrowe			unsigned word	Nie	Nie
0x0300	768	Wyjście prądowe	I	mA	float	Tak	Tak
0x0400	1024	Test 1			long	Tak	Nie

Rys. 6. Definiowanie zestawu rejestrów

Kolejnym etapem jest zdefiniowanie urządzeń Modbus TCP polegające na wprowadzeniu identyfikatora urządzenia wykorzystywanego w polu *Unit ID* protokołu Modbus TCP, przypisanie nazwy urządzenia, zestawu rejestrów oraz określenia częstotliwości odpytywania urządzenia przez aplikację serwerową.

Po nawiązaniu przez urządzenie połączenia z serwerem aplikacja serwerowa automatycznie co zadany czas komunikuje się z urządzeniem, odczytując zawartość rejestrów zdefiniowanych w przypisanym zestawie, łącząc w miarę możliwości grupy rejestrów w pojedyncze ramki w celu optymalizacji czasu wymaganego na przesłanie wszystkich danych [9, 10], dekoduje ich wartość zgodnie z wprowadzonym typem oraz rejestruje odczyt w bazie danych. Umożliwia także zapis wartości do rejestrów, dla których ustalono taką możliwość.

Konfiguracja serwera od strony połączeń przeglądarki internetowej wymaga wprowadzenia listy użytkowników, haseł dostępu oraz przypisania urządzeń, do których dany użytkownik może uzyskać dostęp. Na rysunku 7 przedstawiono okno konfiguracji listy użytkowników.

Login	Hasło
User 1	aa
User 2	bb
User 3	cc

ID	Nazwa
☒ 1	Obiekt test 1
☒ 2	Obiekt test 2
☒ 3	Test 3
☒ 4	Test 4
☐ 100	Obiekt test 100
☐ 200	Obiekt test 200

Rys. 7. Okno konfiguracji listy użytkowników

W obecnej wersji aplikacja serwera generuje strony WWW według jednego, wbudowanego szablonu. Umożliwia jednak konfigurację sposobu wyświetlania wybranych elementów strony. Na rysunku 8 przedstawiono okno konfiguracji elementów wizualnych strony WWW generowanej przez serwer oraz formatu pliku CSV (*Comma-separated values*) zawierającego archiwalne dane udostępniane przez serwer.

Tytuł strony: Modbus Server

Ikona: [icon]

Nagłówek: Serwer testowy

Stopka: KENER - Politechnika Śląska

Obraz stopki: [KENER logo]

Link stopki: kener.elektro.polsl.pl

CSV

☒ Nagłówek

Separator: ; Separator dziesiętny: ,

Buttons: Domyślnie, Test, OK, Anuluj

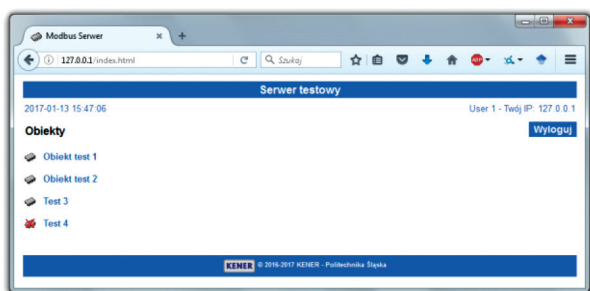
Rys. 8. Okno konfiguracji elementów strony WWW generowanej przez serwer

Po skonfigurowaniu wymaganych opcji aplikacja serwera nie wymaga reakcji użytkownika i może być uruchomiona w trybie usługi systemowej.

6. PRZEGŁĄDARKA INTERNETOWA

Monitorowanie stanu urządzeń Modbus TCP oraz przeglądanie danych archiwalnych możliwe jest za pomocą przeglądarki internetowej. Dostęp do informacji udostępnianych przez aplikację serwera wymaga logowania użytkownika. Proces logowania zrealizowano za pomocą algorytmu kryptograficznego MD5 (*Message-Digest algorithm 5*), a dane dotyczące autoryzacji sesji kontrolowane są za pomocą mechanizmu ciasteczek przesyłanych w nagłówkach protokołu HTTP [7, 11].

Po weryfikacji danych logowania przesyłana jest strona zawierająca listę urządzeń, do których przydzielono dostęp zalogowanemu użytkownikowi wraz z symbolem stanu połączenia (rys. 9). Stan połączenia urządzeń Modbus TCP z serwerem aktualizowany jest automatycznie w odstępach 10-sekundowych.



Rys. 9. Lista urządzeń dostępnych dla zalogowanego użytkownika wygenerowana przez aplikację serwera

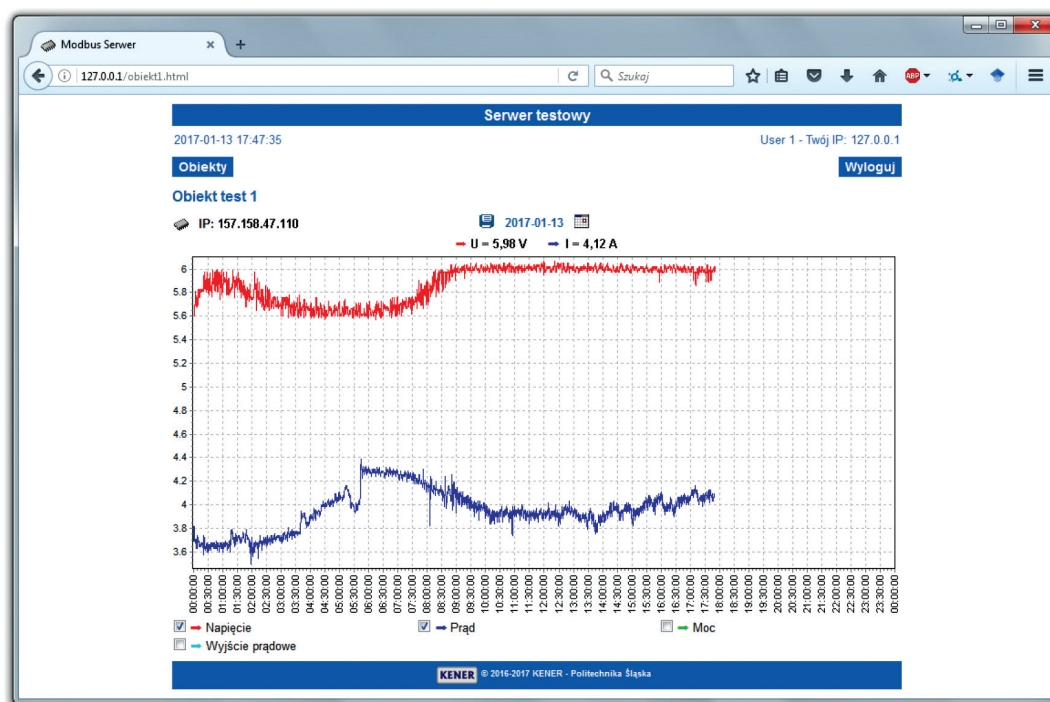
Wybór urządzenia przez użytkownika powoduje wygenerowanie strony z przebiegami pomiarowymi zarejestrowanymi przez serwer. Na podstawie danych zawartych w bazie aplikacja serwera tworzy plik graficzny w formacie PNG (*Portable Network Graphics*) z przebiegami czasowymi dla wybranego dnia i osadza jego URI w treści HTML strony przesyłanej do klienta [2, 20]. Generowany jest także skrypt JavaScript [8, 15–17] realizujący automatyczną aktualizację pliku PNG wyświetlanego w przeglądarce internetowej klienta, daty, czasu oraz wartości chwilowych wielkości pomiarowych podczas ostatniej aktualizacji danych, a także statusu połączenia urządzenia z serwerem. Operacje te odbywają się bez konieczności podejmowania dodatkowych działań przez użytkownika. Na rysunku 10 przedstawiono przykładowy widok strony monitorowania pomiarów odczytanych z urządzenia.

Ikona kalendarza umieszczona w górnej części strony pozwala na uruchomienie skryptu wyświetlającego kalendarz i umożliwia pobranie z serwera danych dla innego dnia. Pola wyboru umieszczone pod wykresem pozwalają na uwzględnienie w generowanym przez serwer pliku PNG wybranych wielkości pomiarowych.

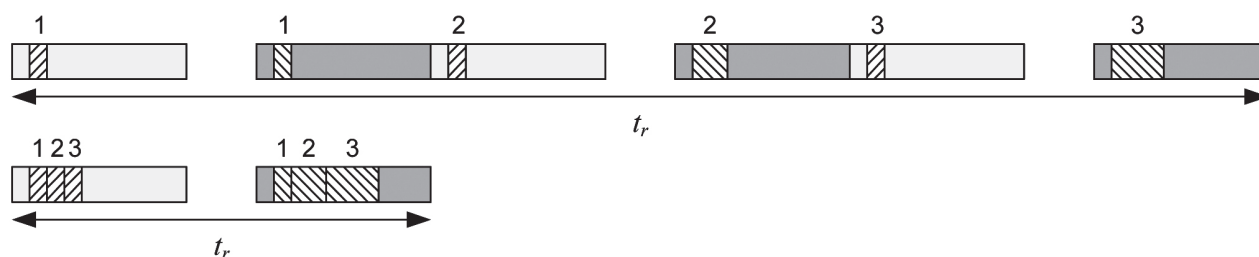
Ikona dyskietki umieszczona w górnej części strony pozwala na wysłanie do serwera żądania pobrania danych pomiarowych dla wybranego dnia. Aplikacja serwera na podstawie żądania klienta generuje odpowiednie dane w formie pliku SCV i przesyła je do klienta. Przeglądarka internetowa umożliwia zapis pobranych danych do pliku na komputerze klienta w celu dalszej ich analizy z wykorzystaniem powszechnie dostępnych narzędzi, np. oprogramowania Microsoft Excel.

7. TESTY WYDAJNOŚCI POŁĄCZENIA MODBUS TCP

W celu weryfikacji koncepcji łączenia odczytywanych rejestrów urządzeń Modbus TCP w ramach jednego pakietu warstwy ethernetowej przeprowadzono testy porównawcze wydajności systemu. Zestaw rejestrów zdefiniowano w taki sposób, aby aplikacja serwera wysyłała do urządzenia trzy rozkazy odczytujące odpowiednio 1 rejestr, 16 rejestrów i 64 rejestry – w pierwszym przypadku wysyłając każde z zapytań osobno, a w drugim łącząc je w jeden pakiet.



Rys. 10. Strona monitorowania wielkości pomiarowych urządzenia wygenerowana przez aplikację serwera



Rys. 11. Ilustracja sposobu łączenia ramek oraz pomiaru czasu odpowiedzi t_r .

Na rysunku 11 przedstawiono ilustrację sposobu łączenia ramek protokołu Modbus TCP oraz pomiaru czasu odpowiedzi. W przypadku transmisji osobnych pakietów dla każdej z ramek następne zapytanie wysyłane było niezwłocznie po otrzymaniu odpowiedzi na poprzedni rozkaz. Rejestrowano czas od chwili zainicjowania transmisji do chwili odebrania kompletnej odpowiedzi zawierającej dane wszystkich rejestrów. Sekwencja testowa była powtarzana co 200 ms. Testy prowadzone były w ramach sieci składającej się zarówno z urządzeń warstwy Ethernet zbudowanej z wykorzystaniem przewodów miedzianych, jak i urządzeń warstwy internetowej wykorzystującej światłowody. Trasa pakietów wiodła przez 11 węzłów sieciowych identyfikowanych programem *tracert*. Pomiaru testowe wykonano kilkanaście razy w różnych okresach doby, a czas pojedynczego testu wynosił 5 min. Testowanym urządzeniem Modbus TCP był sterownik przemysłowy typu STPC-09 firmy ENEL-PC.

Tabela 1
Wyniki testów wydajnościowych

Tryb testu	Maksymalny czas odpowiedzi [ms]	Średni czas odpowiedzi [ms]
Trzy ramki w osobnych pakietach	132	88,6
Trzy ramki we wspólnym pakiecie	28,4	13,8

Jak można zauważyć na podstawie tabeli 1 średni czas odpowiedzi przy wysyłaniu trzech osobnych pakietów jest dłuższy niż trzykrotna wartość czasu zmierzonego podczas wysyłania jednego pakietu zawierającego trzy ramki protokołu Modbus TCP. Różnica ta wynika ze sposobu odbierania, identyfikowania zapytania i zwracania odpowiedzi przez testowane urządzenie Modbus. Należy również wziąć pod uwagę, że obsługa łączności interfejsu Modbus TCP nie jest

głównym zadaniem testowanego urządzenia i prawdopodobnie realizacja tego zadania nie jest traktowana priorytetowo.

Na podstawie przeprowadzonych testów można stwierdzić, że idea łączenia ramek protokołu Modbus TCP we wspólnym pakiecie warstwy Ethernet zwiększa wydajność systemu w wyniku skrócenia czasów uzyskania odpowiedzi na wysyłane rozkazy oraz pozwala na zmniejszenie natężenia ruchu sieciowego. Ma to szczególne znaczenie w przypadku, gdy aplikacja serwerowa monitoruje stan wielu urządzeń. Niezbędna jest jednak możliwość odbioru i prawidłowej identyfikacji tego typu zapytań w urządzeniu Modbus TCP.

8. PODSUMOWANIE

Celem prac przedstawionych w artykule było sprawdzenie koncepcji oraz wydajności uniwersalnego serwera pośredniczącego pomiędzy urządzeniami realizującymi transmisję danych z wykorzystaniem protokołu Modbus TCP a przeglądarką internetową.

Dzięki możliwości konfiguracji w aplikacji serwera adresów rejestrów i sposobu kodowania danych niezależnie dla każdego ze zdefiniowanych urządzeń Modbus TCP uzyskano uniwersalność systemu. Możliwa jest realizacja łączności i interpretacja danych dla dowolnego urządzenia pracującego z tym protokołem. Wymagana jest jedynie możliwość zainicjowania połączenia do serwera przez monitorowane urządzenie.

Realizowane przez aplikację automatyczne grupowanie rejestrów przesyłanych w pojedynczej ramce transmisyjnej pozwala na ograniczenie ilości przesyłanych danych związanych z nagłówkami niższych warstw stosu protokołów sieciowych i zwiększa wydajność systemu.

Opracowana niezależna aplikacja serwera ma postać pojedynczego pliku wykonywalnego, a generowanie stron dla przeglądarek internetowych nie wymaga instalacji zewnętrznych serwerów WWW.

Kolejnym etapem prac będzie wprowadzenie możliwości definiowania komunikatów tekstowych powiązanych ze stanem wybranych rejestrów. Umożliwi to wyświetlenie na stronach WWW generowanych przez serwer słownego opisu stanu pracy monitorowanych urządzeń.

Trwają także prace nad włączeniem do systemu starszych urządzeń z tradycyjnym protokołem Modbus, nieobsługujących połączeń w sieci IP. Transmisja danych w sieci IP możliwa jest w takim przypadku w wyniku zastosowania sprzętowego konwertera RS-232/RS-485 – TCP/IP, np. urządzeń z serii NPort firmy Moxa.

Motywacją do podjęcia tematu były liczne zapytania z ośrodków przemysłu dotyczące możliwości monitorowania stanu urządzeń za pomocą przeglądarki internetowej, a dotychczasowe wdrożenia potwierdzają prawidłowe działanie przyjętej koncepcji.

Literatura

- [1] Borrie H.: *The Firebird Book. A Reference for Database Developers*, Apress 2004.
- [2] Castro E.: *HTML 4*, Helion, Gliwice 2003.
- [3] Comer D.E.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 1. Zasady, protokoły i architektura*, WNT, Warszawa 1997.
- [4] Comer D.E., Stevens D.L.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 2. Projektowanie i realizacja protokołów*, WNT, Warszawa 1997.
- [5] Comer D.E., Stevens D.L.: *Sieci komputerowe TCP/IP. Tom 3. Programowanie w trybie klient-serwer*, WNT, Warszawa 1997.
- [6] Fall K.R., Stevens W.R.: *TCP/IP od środka: protokoły*, Helion, Gliwice 2013.
- [7] Gourley D., Totty B., Sayer M.: *HTTP: The Definitive Guide*, O'Reilly Media 2002.
- [8] Jakut T.: *JavaScript: programowanie zaawansowane*, Helion, Gliwice 2006.
- [9] Jestratjew A., Kwiecień A.: *Performance of HTTP Protocol in Networked Control Systems*, IEEE Transactions on Industrial Informatics, 2013, 9, 1: 271–276.
- [10] Joelianto E., Hosana H.: *Performance of an industrial data communication protocol on Ethernet network*, 5th IFIP International Conference on Wireless and Optical Communications Networks (WOCN '08), Surabaya 2008: 1–5.
- [11] Krishnamurthy B., Rexford J.: *Web protocols and practice: HTTP/1.1, networking protocols, caching, and traffic measurement*, Addison-Wesley Professional, Boston 2001.
- [12] *MODBUS application protocol specification V1.1b*, Modbus-IDA, 2006.
- [13] *MODBUS Messaging on TCP/IP Implementation Guide V1.0b*, Modbus-IDA, 2006.
- [14] *Modicon MODBUS Protocol Reference Guide*, Modicon Inc., USA 1993.
- [15] Radziszewski B.: *HTML, JavaScript i Java od podstaw*, Wyd. Politechniki Świętokrzyskiej, Kielce 2002.
- [16] Resig J., Ferguson R., Paxton J.: *Zaawansowane techniki języka JavaScript*, Helion, Gliwice 2016.
- [17] Romowicz W.: *HTML i JavaScript*, Helion, Gliwice 1998.
- [18] Scrimger R., LaSalle P., Leitzke C., Parihar M., Gupta M.: *TCP/IP: biblia*, Helion, Gliwice 2002.
- [19] Siyan K.S., Parker T.: *TCP/IP. Księga eksperta*, Helion, Gliwice 2002.
- [20] Strychalski R.: *HTML: tworzenie stron www i programów desktopowych*, Nakom, Poznań 2015.

dr inż. MARIAN HYL A

Wydział Elektryczny

Politechnika Śląska

ul. B. Krzywoustego 2, 44-100 Gliwice

marian.hyla@polsl.pl

TOMASZ JANOSZEK

Numerical simulation of underground coal gasification process in “Barbara” Experimental Mine

This article presents the results of a numerical simulation of the possibility of the underground gasification process of a coal seam located in the “Barbara” Experimental Mine. The purpose of the analyses was to predict the process factors that influence the condition for producing gas that is rich in hydrogen. The georeactor geometry, assumptions for the numerical model, and quantitative and qualitative results of the model studies are presented.

Key words: *numerical model, underground coal gasification, modeling*

1. INTRODUCTION

The underground coal gasification process (UCG) is a thermochemical process based on the transformation of the coal seam in-situ into the form of a gas with a specific chemical composition and calorific value. The most-commonly practiced method of the UCG process is drilling directional holes, often referred to in the literature as generator holes, through holes, or gasification channels [2]. The gasification channel fulfills two basic functions; namely, to allow the medium (oxygen, air, etc.) to be transported directly into the reaction space (georeactor), and to capture the synthetic gas. The chemical composition of the gas obtained depends on the types of gasification, pressure, and temperatures used [2, 7, 8].

In addition to experimental research, the numerical modeling of the coal gasification process occupies an important place in the design stage of the whole project. Numerical simulations are carried out with the intention of developing mathematical models of particular

phenomena taking place during this process in a finite volume of geometry representing the real object of the research. In addition to the cognitive element, it is also important to be able to control the parameters that directly determine the phenomenon, which is the great practical importance [2, 3, 6, 9].

The results of the research of the UCG process on the example of a real coal seam located in EM “Barbara” were shown. The research was supported by the Computational Fluid Dynamics (CFD) method. The program structure is based on the modules available from the Ansys-Workbench dialog. The structure diagram is shown in Figure 1.

The structure of the program is reminiscent of a database system that enables us to create and manage the relational databases starting from the geometry of the analyzed object (*Geometry* module) by generating a numerical grid (*Mesh* module), performing numerical calculations (*Fluent* module), and creating a numerical solution (*Results* module) [1].

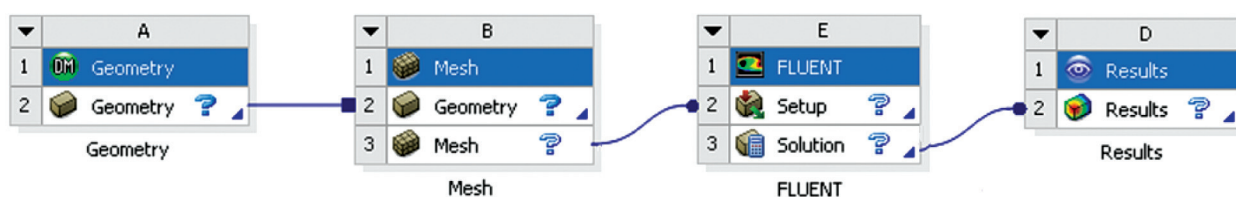


Fig. 1. Data structure in Ansys-Workbench [1]

2. NUMERICAL MODEL

The first stage of modeling is to define the purpose of the modeling, such as the consideration of the physical phenomena, the conditions of the solution of the numerical model, the time needed for the calculation, and the size of the computational model. The second stage is to develop the georeactor geometry that reflects the real object of the research. After creating the geometric model, the next step is to make it discrete so as to define the area of the numerical solution of the analyzed problem. The final step of the modeling process is to properly define the settings for the problem (solver) and perform numerical calculations, focusing on monitoring the convergence of the resulting numerical solution [6, 11].

2.1. Geometry

The numerical simulation of the UCG process was established within the limits of the coal seam of the EM “Barbara” as shown in Figure 2. The surrounding of the

coal seam is a 3-meter-wide and 2.8-meter-high excavation in a steel-concrete casing. The depth of the coal deposit is about 20 m [5].

The georeactor is a coal seam with an area of 960 m², thicknesses of 1.5–1.7 m, slope of about 3.5°, and a weight of 2.23 Mg. The georeactor’s reaction space is a U-shaped cylinder about 0.14 m in diameter with a total length of 50 m [5].

2.2. Numerical grid

Discretization area of the modeled georeactor system was assembled from the following numerical grids: the geometry mapping the gasification channel and the geometry mapping the coal seam. The numerical grid of the gasification channel (Fig. 3a) was formed from 208,809 straight elements jointed with 49,682 nodal points, while the numerical grid of the coal seam (Fig. 3b) was formed from 1,575,773 straight elements connected by 280,563 nodal points.

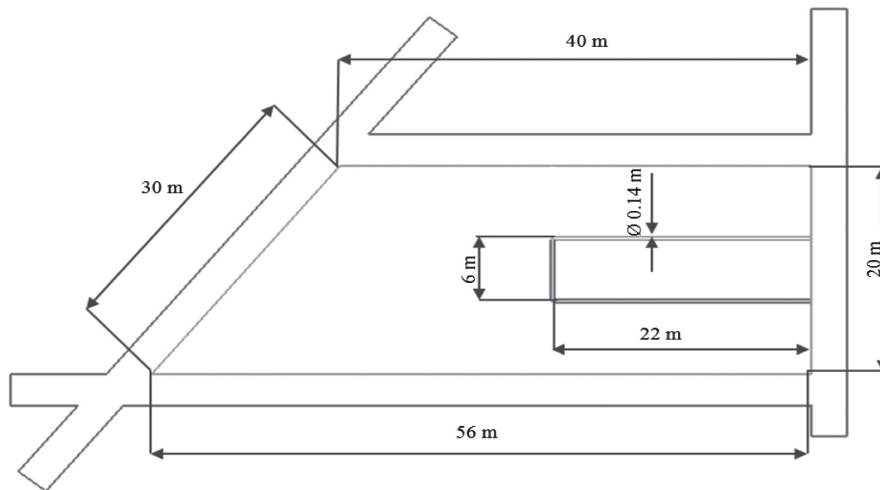


Fig. 2. Horizontal view of basic dimensions of EM “Barbara” coal seam [5]

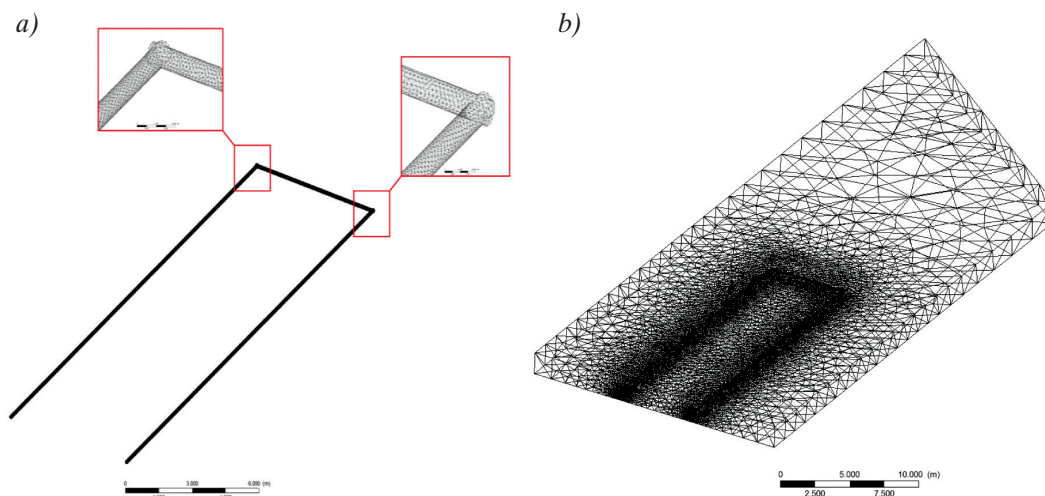


Fig. 3. Numerical grid view of gasification channel (a) and coal seam (b)

The developed numerical grid was exported to the Ansys-Fluent program in the form of an assembly and treated as a numerical simulation for the accepted conditions of the numerical solution [6].

2.3. Assumptions

When analyzing the underground coal gasification process, an important aspect of its effectiveness is the possibility of obtaining information about the quantitative and qualitative distribution of the selected parameters in the reaction space with the given geometry as a function of the time of the phenomenon. The simulation of the fluid flow (aided by the CFD method) is based on solving a set of differential equations that interpret the principle of mass, momentum, and energy conservation with the chemical reactions. Such fundamental equations expressing the fluid flow along the geometry of the gasification channel are the relationships defined in the Ansys-Fluent program as follows:

- mass conservation equation [1]:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \vec{v}) = S_m \quad (1)$$

- momentum conservation equation [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \vec{v}) + \nabla \cdot (\rho \vec{v} \vec{v}) = -\nabla p + \nabla \cdot (\tilde{\tau}) + \rho \vec{g} + \vec{F} \quad (2)$$

- energy conservation equation [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho E) + \nabla \cdot (\vec{v} (\rho E + p)) =$$

$$= \nabla \cdot (k_{eff} \nabla T - \sum h_j \vec{J}_j + (\tilde{\tau}_{eff} \cdot \vec{v})) + S_h \quad (3)$$

- chemical reaction conservation equation [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho Y_i) + \nabla \cdot (\rho \vec{v} Y_i) = -\nabla \cdot \vec{J}_j + S_i + R_i \quad (4)$$

where:

- E – sum of kinetic energy, potential energy and fluid flow [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-2}$],
- $\vec{F}$ – vector of internal forces acting on the body in cross section [N],
- $\vec{g}$ – gravity [$\text{m} \cdot \text{s}^{-2}$],
- h – enthalpy [$\text{J} \cdot \text{kg}^{-1}$],
- $\vec{J}_j$ – diffusion stream dependent on concentration gradients and fluid temperature [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$],
- k_{eff} – effective conductivity coefficient [$\text{W} \cdot \text{m}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$],
- p – pressure [Pa],
- R_i – chemical reaction rate [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- S_m – source of mass exchange [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- S_h – source of the chemical reactions heat [$\text{J} \cdot \text{m}^{-3}$],

- S_i – source associated with the formation of volatile matter [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- t – time [s],
- T – temperature [K],
- $\vec{v}$ – velocity [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$],
- Y_i – mass fraction of the fluid component [–],
- ρ – density [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$],
- μ – dynamic viscosity [$\text{Pa} \cdot \text{s}$],
- $\tilde{\tau}$ – stress tensor [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$].

The effect of fluid flow disturbances process was interpreted in the form of a k - ϵ turbulence model. The solution of this model based on the solution of the turbidity viscosity values of μ_t using the kinetic energy of vortices k and dissipation rate ϵ associated with the energy dissipation due to the internal resistance of the fluid flow along the gasification channel. The fluid flow turbulence μ_t viscosity model is expressed by the equation defined in the Ansys-Fluent as follows [1]:

$$\mu_t = \rho C_\mu \frac{k^2}{\epsilon} \quad (5)$$

The equations of the fluid flow for the kinetic energy of turbulence k and dissipation ϵ in Ansys-Fluent are expressed in the following form [1]:

- the energy of kinetic turbulence [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho k) + \frac{\partial}{\partial x_i} (\rho k v_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_k} \right) \frac{\partial k}{\partial x_j} \right] +$$

$$+ G_k + G_b - \rho \epsilon - Y_M + S_k$$

- the energy dissipation [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \epsilon) + \frac{\partial}{\partial x_i} (\rho \epsilon v_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_\epsilon} \right) \frac{\partial \epsilon}{\partial x_j} \right] +$$

$$+ C_{1\epsilon} \frac{\epsilon}{k} (G_k + C_{3\epsilon} G_b) - C_{2\epsilon} \rho \frac{\epsilon^2}{k} + S_\epsilon \quad (7)$$

where:

- $C_{1\epsilon}$ – empirical constant, $C_{1\epsilon} = 1.44$,
- $C_{2\epsilon}$ – empirical constant, $C_{2\epsilon} = 1.92$,
- C_μ – empirical constant, $C_\mu = 0.09$,
- k – fluctuation energy (turbulence) [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-2}$],
- P – vortex fluctuations,
- t – time [s],
- S_k – source/sink [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- v – velocity [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$],
- ϵ – dissipation [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-3}$],
- μ_t – turbulent viscosity [$\text{Pa} \cdot \text{s}$],
- σ_k – turbulent Prandtl number, $\sigma_k = 1.0$,
- σ_ϵ – turbulent Prandtl number, $\sigma_\epsilon = 1.3$,
- ρ – density [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$].

The following gasification reaction scheme was adopted for the analyzed issue [1, 9]:



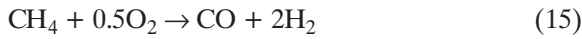
where $v(C_{1.10}H_{1.45}O_{0.93}N_{0.0246})$ – volatile matter.

Equation (8) interprets the coal-drying process, while Expressions (9) and (10) describe the pyrolysis process.

– surface gasification reactions [9, 11]:



– volumetric gasification reactions [9, 11]:



The kinetics of the gasification process was defined in the Ansys-Fluent equation as [1]:

$$k = AT^\beta e^{-E/RT} \quad (17)$$

The parameter values used in the gasification kinetics calculation are listed in Table 1.

Table 1

Parameters used to calculate chemical reactions of coal gasification process [1, 9, 11]

No.	Reaction rate	Parameters		
		β	$A [1 \cdot s^{-1}]$	$E [J \cdot mol^{-1}]$
1.	R_8	0	$5.1 \cdot 10^4$	$78.24 \cdot 10^3$
2.	R_9	0		
3.	$R_{10} = k_{10} \cdot C_V \cdot C_{O_2}$	0	$2.12 \cdot 10^{11}$	$2.03 \cdot 10^8$
4.	$R_{11} = k_{11} \cdot C_{O_2}$	0	20.9	$22.7 \cdot 10^3$
5.	$R_{12} = k_{12} \cdot C_{O_2}$	0	5.0	$13.1 \cdot 10^3$
6.	$R_{13} = k_{13} \cdot C_{H_2O}$	0	12.9	$36.4 \cdot 10^3$
7.	$R_{14} = k_{14} \cdot C_{H_2}$	0	5.0	$6.1 \cdot 10^3$
8.	$R_{15} = k_{15} \cdot C_{O_2} \cdot C_{CH_4}$	0	$4.4 \cdot 10^{11}$	$1.28 \cdot 10^8$
9.	$R_{16} = k_{16} \cdot C_{CO} \cdot C_{O_2}$	0	$3.16 \cdot 10^{12}$	$1.67 \cdot 10^8$

Coal porosity is a parameter whose value under the conditions of the UCG process changes as a result of the temperature field changes in the volume of coal. Based on work [10] cited by [2] equation defining the value of

porosity changes were implemented in Ansys-Fluent as follows:

$$\phi = 0.2286 + 0.01041 \cdot T + 0.00001786 \cdot T^2 \quad (18)$$

where T – temperature [K].

The following solution conditions were adopted for each of the numerical grids:

- for the numerical grid of the gasification channel:
 - gasification agent temperature (oxygen, air) – 298.15 K,
 - volume flow of gas-flying agent (oxygen, air, air with 30% O_2 content, and oxygen mixture) [50%] – water vapor (50%) – $150 \text{ Nm}^3 \cdot \text{h}^{-1}$
- for the numerical grid of the coal seam:
 - density (average value) – $1450 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ [4],
 - porosity (average value) – 5% [2],
 - specific heat ($J \cdot \text{kg}^{-1} \cdot K^{-1}$) C_{p_s} was implemented in Ansys-Fluent [9],

$$C_{p_s} = (0.31 + 3.38e^{-4} \cdot (T - 546)) \cdot 4184 \quad T < 598 [K]$$

$$C_{p_s} = (0.42 - 1.548e^{-4} \cdot (T - 871)) \cdot 4184 \quad T > 598 [K]$$
 - initial temperature T – 298.15 K,
 - chemical compositions of coal (Tab. 2),
 - conduction coefficient (average value) – $0.535 \text{ Wm}^{-1} \cdot K^{-1}$ [4].

Table 2

Ultimate-approximate analysis of coal [12]

Ultimate	
Description	[%]
Moisture	11.81
Ash	15.56
Total sulfur	0.51
Heat of combustion	$21.708 \text{ [kJ} \cdot \text{kg}^{-1}]$
Proximate	
Moisture	6.39
Ash	16.52
Volatile mater	29.84
Heat of combustion	$23.192 \text{ [kJ} \cdot \text{kg}^{-1}]$
Carbon	57.95
Hydrogen	3.70
Nitrogen	0.87
Sulfur	0.54
Oxygen	14.03

Consider the following global (system) settings in Ansys-Fluent:

- pressure: 101.325 Pa,
- convergence of calculations for fluid velocity components, turbulence model parameters, energy equation parameters, continuity parameters: $1 \cdot 10^{-4}$,
- time scale: 100 hours.

3. RESULTS

The changes in the characteristics of the chemical composition of the processed gas measured at the georeactor outlet were developed based on the numerical simulation of the analyzed problem depending on the gasification agent used in the calculations within a time interval of 100 hours.

Mass loss rate of coal (parameter m_c – Figs. 6, 9, 12, 15) were estimated based on information about the

content of carbon C measured in the products transported in the processed gas stream at the outlet [8].

In the conditions of the coal gasification process conducted with use of air, the composition of the syngas was predicted to be 68.8% N_2 , 7.5% H_2 , 1.7% CH_4 , 8.5% CO_2 , and 13.5% CO (Fig. 5). The mass loss rate of the coal and cavity growth rate were predicted to be about $0.0183 [Mg \cdot h^{-1}]$ and $0.0126 [m^3 \cdot h^{-1}]$, respectively (Fig. 6). The change of the temperature field was estimated to be between $169.6^\circ C$ ($442.7 K$) and $526.4^\circ C$ ($799.5 K$) (Fig. 7a).

In the case of the coal gasification process realized with the use of air (where the oxygen level is about 30%), the composition of the syngas was estimated to be 40.9% N_2 , 16.3% H_2 , 3.3% CH_4 , 12.5% CO_2 , and 27% CO (Fig. 8). The mass loss rate of the coal and cavity growth rate were predicted to be about $0.0334 [Mg \cdot h^{-1}]$ and $0.023 [m^3 \cdot h^{-1}]$, respectively (Fig. 9). The change of the temperature field was estimated to be between $233.7^\circ C$ ($506.85 K$) and $750.6^\circ C$ ($1023.75 K$) (Fig. 10a).

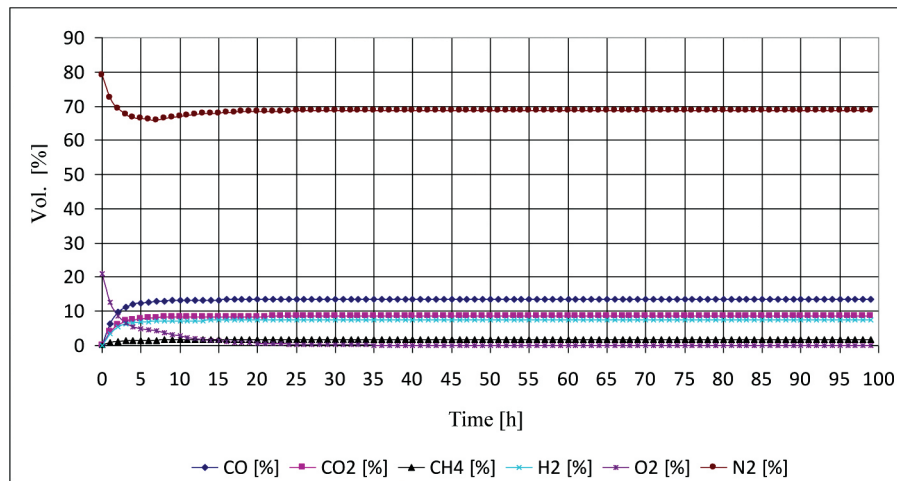


Fig. 5. Changes of processed gas main components under conditions of coal gasification process with use of air

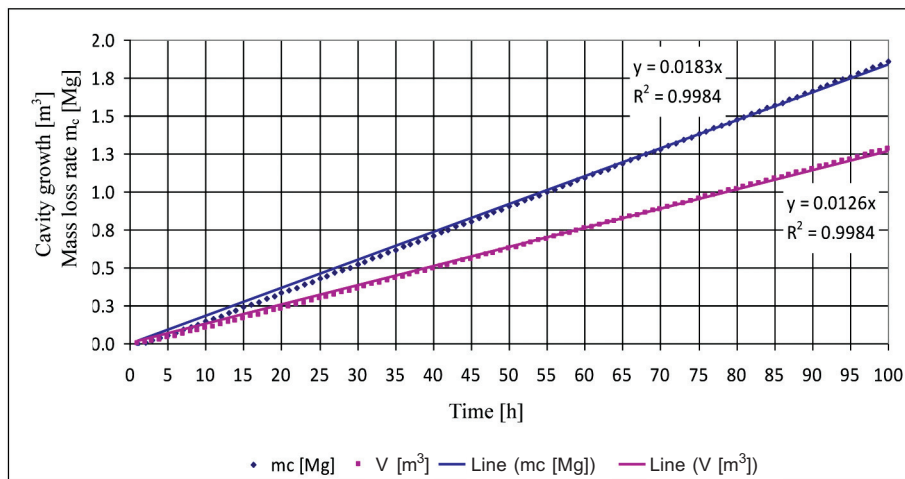


Fig. 6. Changes of cavity growth and coal mass loss rate under conditions of coal gasification process with use of air

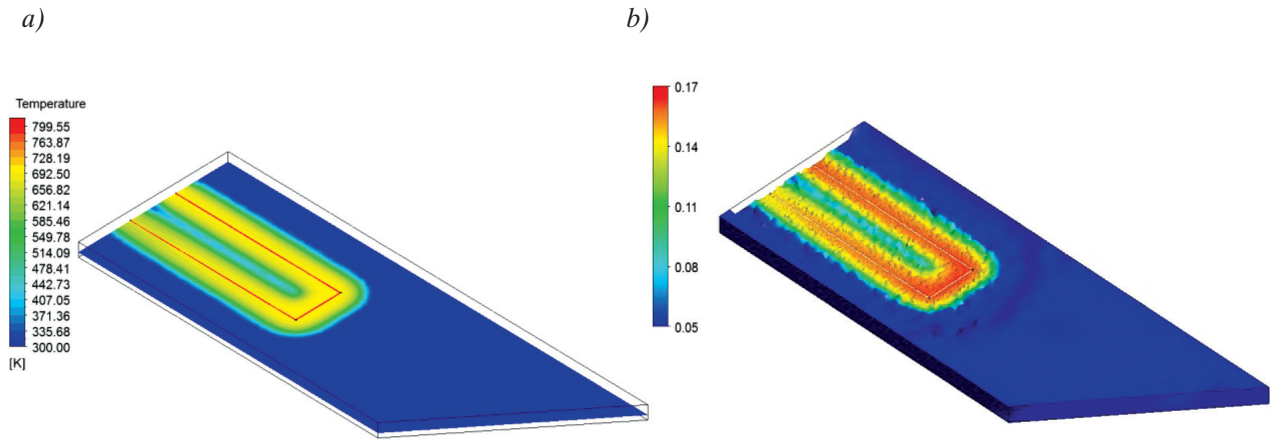


Fig. 7. Change of temperature field (a) and coal seam porosity (b) under conditions of UCG process with use of air

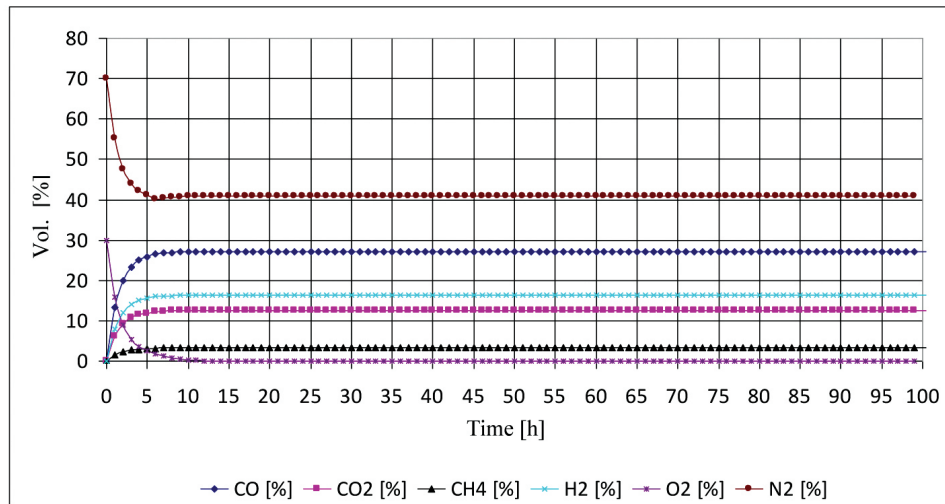


Fig. 8. Changes of processed gas main components under conditions of coal gasification process with use of enriched air

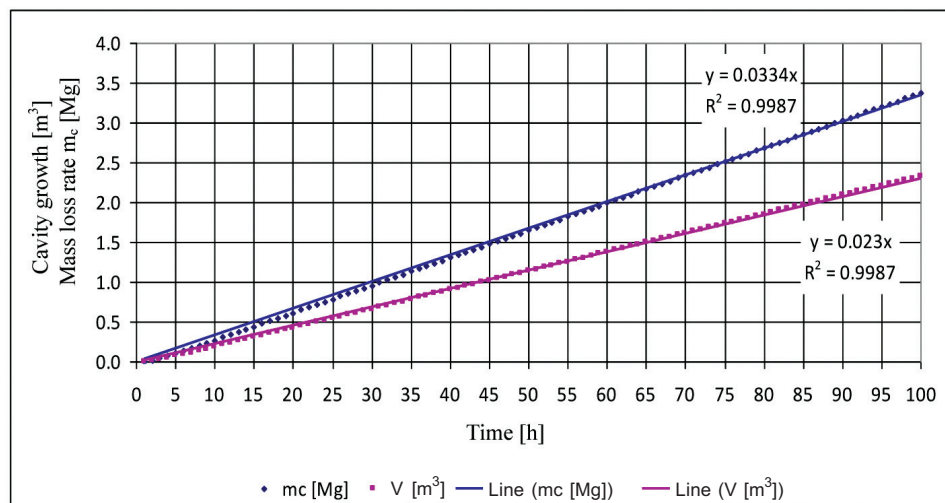


Fig. 9. Changes of cavity growth and coal mass loss rate under conditions of coal gasification process with use of enriched air

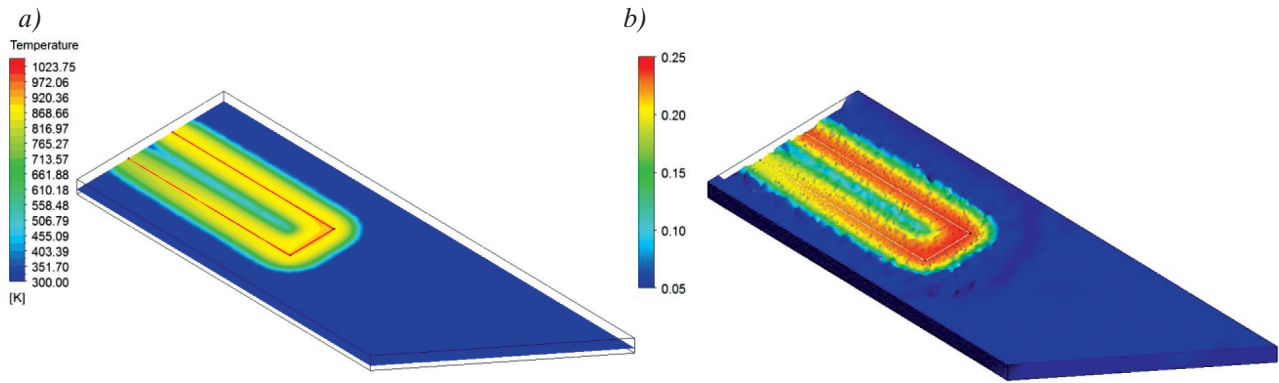


Fig. 10. Change of temperature field (a) and coal seam porosity (b) under conditions of UCG process with use of enriched air

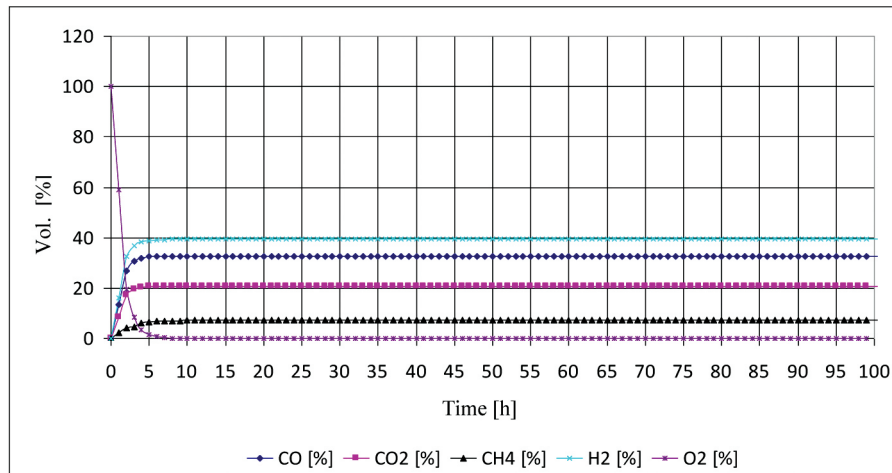


Fig. 11. Changes of processed gas main components under conditions of coal gasification process with use of oxygen

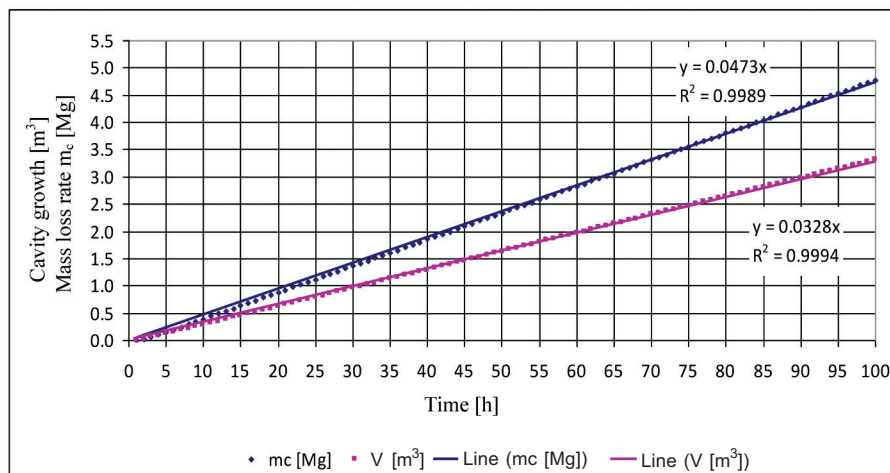


Fig. 12. Changes of cavity growth and coal mass loss rate under conditions of coal gasification process with use of oxygen

In the numerical simulation of the conditions in which the coal gasification process is conducted with the use of oxygen, the composition of the syngas was estimated to be 39.3% H_2 , 7.1% CH_4 , 20.8% CO_2 , and 32.8% CO . The mass loss rate of the coal and cavity

growth rate were predicted to be about $0.0473 [Mg \cdot h^{-1}]$ and $0.0328 [m^3 \cdot h^{-1}]$, respectively (Fig. 12). The change of the temperature field was estimated to be between $298.8^\circ C$ ($571.95 K$) and $1295.9^\circ C$ ($1569.07 K$) (Fig. 13a).

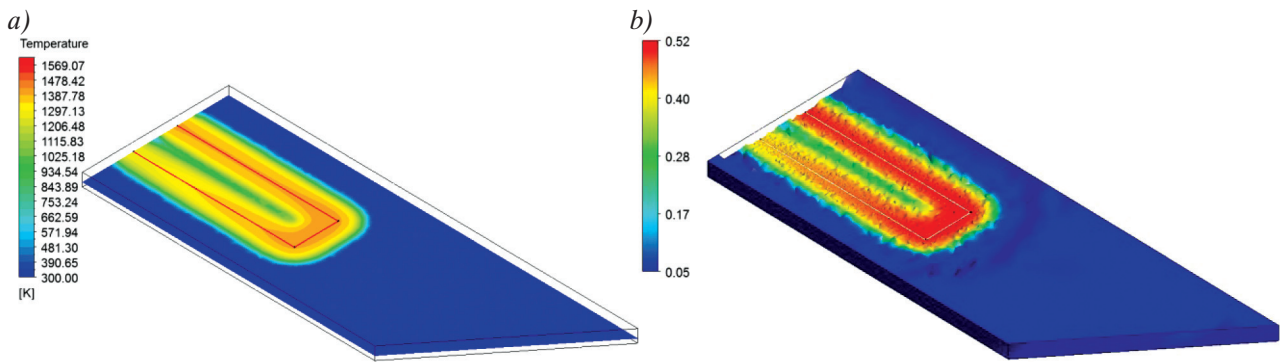


Fig. 13. Change of temperature field (a) and coal seam porosity (b) under conditions of UCG process with use of oxygen

In the numerical simulation of the conditions in which the coal gasification process is conducted with the use of oxygen and water vapor, the composition of the syngas was estimated to be 61.1% H_2 , 9.6% CH_4 , 9.4% CO_2 , and 19.9% CO (Fig. 14). The mass loss

rate of the coal and cavity growth rate were predicted about $0.0307 \text{ Mg}\cdot\text{h}^{-1}$ and $0.0214 \text{ m}^3\cdot\text{h}^{-1}$, respectively (Fig. 15). The change of the temperature field was estimated to be between 232.4°C (505.55 K) and 986.1°C (1259.25 K) (Fig. 16a).

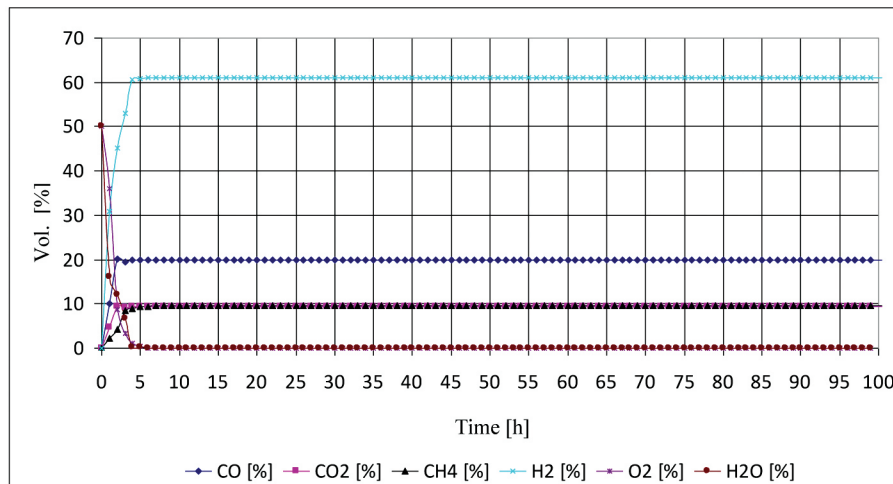


Fig. 14. Changes of processed gas main components under conditions of coal gasification process with use of oxygen and steam mixture

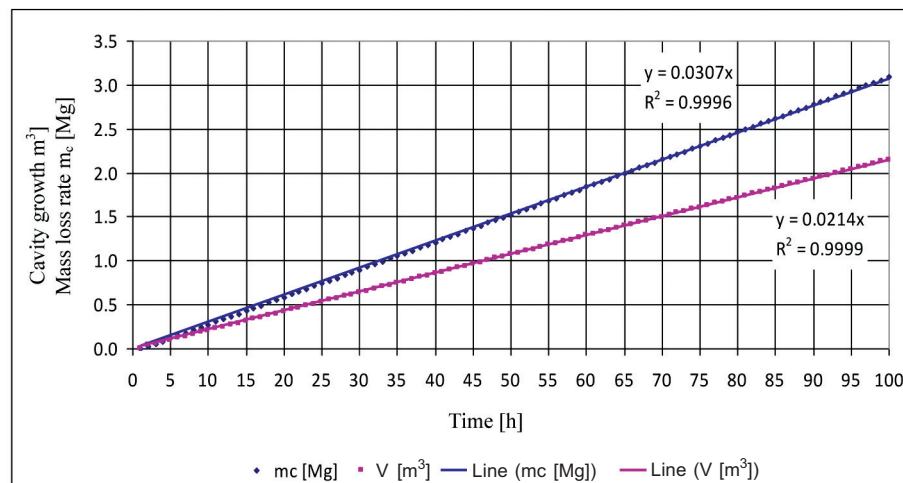


Fig. 15. Changes of cavity growth and coal mass loss rate under conditions of coal gasification process with use of oxygen and steam mixture

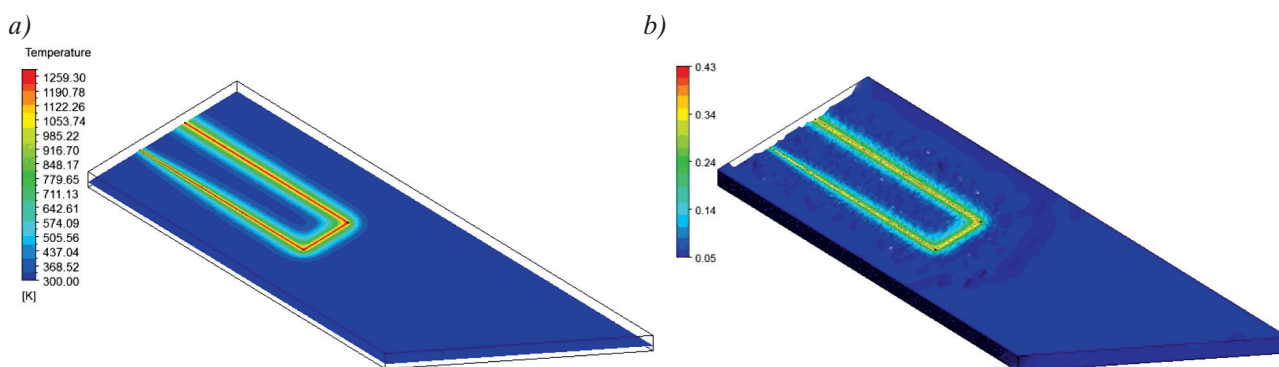


Fig. 16. Change of temperature field (a) and coal seam porosity (b) under conditions of UCG process with use of oxygen and steam mixture

4. SUMMARY AND CONCLUSIONS

The numerical model of the underground coal gasification process (UCG) was developed based on the example of a real coal seam in terms of simulating the physicochemical phenomena in the gasification channel and in its surroundings. Tables 3–6 show the predicted average values of the processed gas components that are the results of the numerical simulations of the UCG process.

Based on the numerical simulation, it is possible to obtain processed gas with a content of H_2 components within a range of 7.3% (air) to 59.9% (mixture of oxygen and steam), CO_2 carbon dioxide within a range of 8.3% (air) to 20.4% (oxygen), carbon monoxide CO within a range of 13.2% (air) to 32.1% (oxygen), and CH_4 methane within a range of 1.6% (air) to 9.4% (mixture of oxygen and steam).

On the other hand, the predicted values of the temperature changes in the UCG process along the gasification

Table 3

Average values of processed gas components under conditions of coal gasification process with use of air

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
13.2	8.3	1.6	7.3	1.0	68.7	0.91	0.63

Table 4

Average values of processed gas components under conditions of coal gasification process with use of enriched air

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
20.9	9.6	4.2	18.0	0.8	46.5	1.67	1.15

Table 5

Average values of processed gas components under conditions of coal gasification process with use of oxygen

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
32.1	20.4	6.9	38.6	1.9	0.0	2.37	1.65

Table 6

Average values of processed gas components under conditions of coal gasification process with use of oxygen-steam mixture

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	H ₂ O [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
19.6	9.3	9.4	59.9	1.0	0.9	1.56	1.09

channel are as follows (respectively): for air – 799.5 K (526.4°C); for enriched air – 1023.75 K (750.6°C); for oxygen – 1569.07 K (1295.92°C); and for a mixture of oxygen and steam – 1259.30 K (986.15°C).

Based on the rate of carbon mass loss within the time interval of 100 hours (depending on the used gasification agent), the mass loss rate was estimated to be as follows:

- for air – loss of 41.4%,
- for oxygen - water vapor mixture – loss of 70.9%,
- for enriched air – loss of 75.9%.

In the case of conducting the UCG process with the use of oxygen, the total available mass was finished after 93 hours.

The results of the numerical simulations allow us to formulate the following conclusions:

- the numerical CFD method used to identify the process factors, process temperature, cavity growth rate, cavity volume, synthesis gas chemical composition, and process time that determined the correctness of the underground gasification process for the given coal seam geometry;
- the most-calorific synthetic gas was predicted for the conditions where a mixture of oxygen and steam was fed to the georeactor's reaction space, while the lowest calorific value was estimated for air.

Acknowledgement

The work was carried out based on research realized at the Central Mining Institute in Katowice No. 11102026-144 financed by the Ministry of Science and Higher Education.

References

- [1] ANSYS FLUENT 12.0: *Theory Guide*. ANSYS, Inc. 2009.
- [2] Białecka B.: *Podziemne zgazowanie węgla. Podstawy procesu decyzyjnego*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2008.

- [3] Bockelie Michael J., Denison Martin K., Chen Zumao, Senior Constance L., Sarofim Adel F.: *Using Models to Select Operating Conditions for Gasifiers*, Pittsburgh Coal Conference, September 15–19, 2003.
- [4] Chmura K.: *Przewodność cieplna skał i węgla górnośląskiego karbonu*, Politechnika Śląska, Zeszyty Naukowe nr 190, Gliwice 1968.
- [5] Hildebrandt R.: *Opracowanie dokumentacji techniczno-ruchowej procesu PZW, parcela nr 3, KD Barbara*, Praca GIG nr 11103096, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2016 [niepublikowana].
- [6] Jaworski Z.: *Numeryczna mechanika płynów w inżynierii chemicznej i procesowej*, EXIT, Warszawa 2005.
- [7] Rauk J.: *Kształtowanie się kanału ogniowego w podziemnym zgazowaniu węgla kamiennego*, "Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Seria A, Komunikat nr 241", Wydawnictwo Górnictwo-Hutnicze, Katowice 1959.
- [8] Rauk J.: *Podstawy interpretacji procesów fizykochemicznych w podziemnym zgazowaniu węgla powietrzem i ich obraz w przeprowadzonych doświadczeniach*, "Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Seria A, Komunikat nr 246", Wydawnictwo Górnictwo-Hutnicze, Katowice 1960.
- [9] Shirazi A.S.: *CFD simulation of Underground Coal Gasification*, University of Alberta 2012.
- [10] Seewald H., Klein J., Jungten H.: *Pore structure of coal derived from permeation and sorption measurements*, Proc. Int. Conf. on Coal Sci., Pergamon Press, Sydney 1985: 861.
- [11] Wachowicz J., Łączny J., Iwaszenko S., Janoszek T.: *Modelling of Underground Coal Gasification Process Using CFD Methods*, "Archives of Mining Sciences" 2015, 60, 3: 663–676.
- [12] Wiatowski M., Stańczyk K., Świądrowski J., Kapusta K., Cybulski K., Krause E., Grabowski J., Rogut J., Howaniec N., Smoliński A.: *Semi-technical underground coal gasification (UCG) using the shaft method in Experimental Mine "Barbara"*, "Fuel" 2012, 99: 170–179.

TOMASZ JANOSZEK, Ph.D., Eng.
Department of Extraction Technologies
and Mining Support
Central Mining Institute
pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice, Poland
tjanoszek@gig.eu

TOMASZ JANOSZEK

Symulacja numeryczna możliwości prowadzenia procesu podziemnego zgazowania pokładów węgla w Kopalni Doświadczalnej „Barbara”

W artykule zaprezentowano wyniki symulacji numerycznej dotyczącej możliwości prowadzenia procesu podziemnego zgazowania rzeczywistej parceli węgla znajdującej się na obszarze Kopalni Doświadczalnej „Barbara”. Celem prowadzonych analiz była predykcja czynników procesowych, które warunkują uzyskanie gazu procesowego bogatego w wodór w zależności od zastosowanego czynnika zgazowującego. Przedstawiono geometrię georeaktora, założenia budowy modelu numerycznego oraz ilościowe i jakościowe rezultaty prowadzonych badań modelowych.

Słowa kluczowe: *model numeryczny, podziemne zgazowanie węgla*

1. WSTĘP

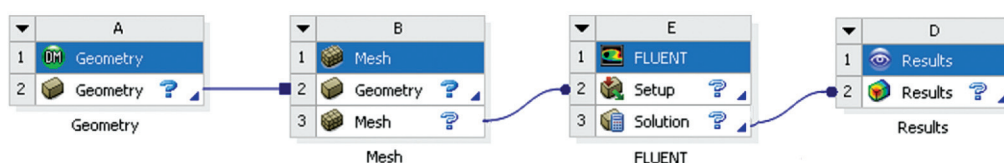
Technologia podziemnego zgazowania (PZW) jest procesem termochemicznym polegającym na przeobrażeniu masy węglowej w warunkach *in situ*, czyli bezpośrednio w miejscu jego zalegania pod ziemią, do postaci gazu o określonym składzie chemicznym i kaloryczności. Najczęściej realizowaną w praktyce metodą udostępniania pokładu węgla do procesu PZW jest wykonanie przelotowych kierunkowych otworów wierconych, które często w literaturze [2] określane są jako otwory generatorowe, otwory przelotowe lub kanał ogniowy (zgazowujący). Metoda otworów wierconych sprowadza się do wykonania otwartego kanału w bloku węgla o określonej długości w kształcie walca. Wykonany w ten sposób kanał ogniowy spełnia dwie podstawowe funkcje, a mianowicie umożliwia doprowadzenie substratów w postaci mieszaniny gazów jako czynnik zgazowujący, do przestrzeni reakcyjnej georeaktora oraz na jego przeciwnym końcu, pozwala na odbiór wytworzonego w procesie gazu syntezowego. Skład chemiczny otrzymanego gazu uzależniony jest od rodzaju zastosowanego czynnika zgazowującego, ciśnienia i temperatury prowadzonego procesu [2, 7, 8].

Modelowanie numeryczne procesu zgazowania węgla, obok badań eksperymentalnych, zajmuje ważne miejsce na etapie projektowania całego przedsięwzię-

cia. Badania modelowe realizowane są z zamiarem opracowania modeli matematycznych poszczególnych zjawisk zachodzących podczas tego procesu w skończonej objętości geometrii stanowiącej odwzorowanie rzeczywistego obiektu badań. Oprócz elementu poznawczego ważne są także możliwości sterowania parametrami, które bezpośrednio determinują jego przebieg, co ma duże znaczenie praktyczne [2, 3, 6, 9].

W niniejszej pracy przedstawiono wyniki badań modelowych procesu PZW na przykładzie rzeczywistego pokładu węgla na terenie KD „Barbara”. Badania wspomagano metodami numerycznej mechaniki płynów CFD (ang. *Computational Fluid Dynamics*) w programie Ansys Fluent. Struktura programu oparta jest na modułach dostępnych z poziomu pojedynczego okna dialogowego Ansys-Workbench, w kolejności zgodnej z wymaganym przepływem informacji, aby właściwie zdefiniować modelowane zagadnienie CFD. Schemat struktury został przedstawiony na rysunku 1.

Struktura programu przypomina system bazodanowy, który umożliwia tworzenie i zarządzanie relacyjnymi bazami danych, począwszy od opracowania geometrii analizowanego obiektu badań (moduł *Geometry*), w wyniku wygenerowania siatki numerycznej (moduł *Mesh*), wykonania obliczeń numerycznych (moduł *Fluent*), a skończywszy na opracowaniu rezultatów uzyskanego rozwiązania numerycznego (moduł *Results*) [1].



Rys. 1. Struktura przepływu danych w programie Ansys-Workbench [1]

2. MODEL NUMERYCZNY

Pierwszym etapem modelowania jest zdefiniowanie jego celu, czyli rozpatrzenie zjawisk fizycznych, warunków jednoznaczności rozwiązania modelu numerycznego, czasu potrzebnego na wykonanie obliczeń oraz wielkości obszaru obliczeniowego. Drugim etapem jest opracowanie geometrii konstrukcji georeaktora, który stanowi odzwierciedlenie rzeczywistego obiektu badań. Po utworzeniu modelu geometrycznego kolejnym etapem jest dokonanie jego dyskretyzacji, czyli zdefiniowanie obszaru rozwiązania numerycznego analizowanego zagadnienia. Ostatnim etapem procesu modelowania jest właściwe zdefiniowanie ustawień dla badanego problemu (solvera) i wykonanie obliczeń numerycznych przy bieżącym monitorowaniu zbieżności uzyskiwanego rozwiązania numerycznego [6, 11].

2.1. Geometria

Badania modelowe procesu PZW ustalono w granicach występowania rzeczywistej parceli nr 3 KD „Barbara” o wymiarach jak pokazane na rysunku 2. Otoczenie parceli stanowią wyrobiska korytarzowe o szerokości 3 m i wysokości 2,8 m w obudowie stalowo-

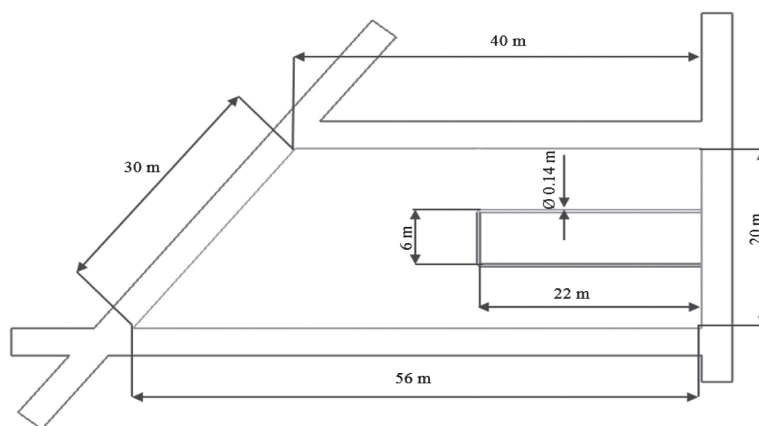
-betonowej. Głębokość zalegania pokładu węgla pod ziemią wynosi ok. 20 m [5].

Georeaktor stanowi blok węgla o powierzchni podstawy 960 m^2 , miąższości 1,5–1,7 m, nachyleniu ok. $3,5^\circ$ i masie 2,23 Mg. Przestrzeń reakcyjną georeaktora stanowi kanał w kształcie cylindra o średnicy 0,14 m w kształcie litery „U” o łącznej długości 50 m [5].

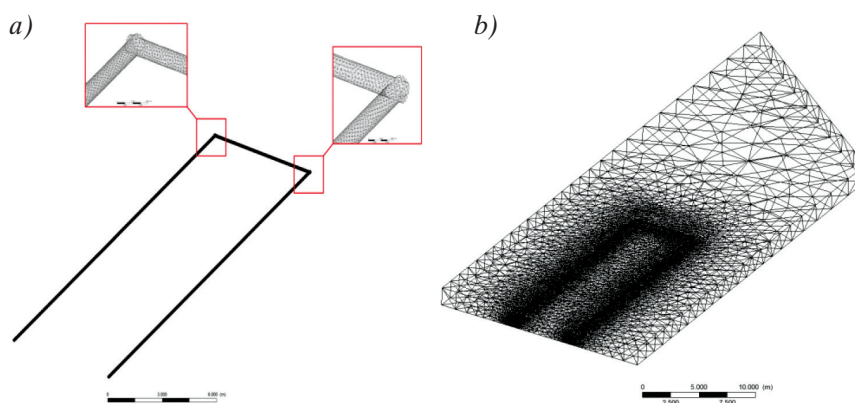
2.2. Obszar dyskretyzacji

Obszar dyskretyzacji modelowanego układu georeaktora stanowi złożenie dwóch siatek numerycznych: geometrii odwzorowującej kanał doprowadzający czynnik zgazowujący oraz geometrii zgazowywanej calizny węglowej. Siatka numeryczna kanału zgazowującego (rys. 3a) została utworzona z 208 809 elementów prostych połączonych wzajemnie ze sobą 49 682 punktami węzłowymi, natomiast siatka numeryczna zgazowywanego pokładu węgla (rys. 3b) została utworzona z 1 575 773 elementów prostych połączonych 280 563 punktami węzłowymi.

Opracowaną siatkę numeryczną eksportowano do programu Ansys-Fluent jako złożenie i poddano łącznej symulacji numerycznej dla przyjętych warunków jednoznaczności rozwiązania numerycznego [6].



Rys. 2. Rzut poziomy podstawowych wymiarów badanej parceli KD „Barbara” [5]



Rys. 3. Widok siatki numerycznej kanału ogniowego (a) i calizny węglowej (b)

2.3. Założenia do modelu numerycznego

Ważnym aspektem efektywnego prowadzenia procesu podziemnego zgazowania węgla kamiennego jest możliwość uzyskania informacji na temat ilościowego i jakościowego rozkładu zmian wybranych parametrów w przestrzeni reakcyjnej o zadanej geometrii, w funkcji czasu trwania zjawiska. Symulacja procesu przenoszenia wspomaganego metodami *CFD* sprowadza się do uzyskania rozwiązywania układu równań różniczkowych interpretujących zasadę zachowania masy, pędu i energii oraz równań transportu składników płynu wraz z towarzyszącymi reakcjami chemicznymi. Takimi fundamentalnymi równaniami wyrażającymi zachowanie przepływającego płynu wzdłuż zadanej geometrii badanego kanału ogniowego są zależności zdefiniowane w programie Ansys-Fluent w następującej postaci:

- równanie zachowania masy [1]:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \vec{v}) = S_m \quad (1)$$

- równanie zachowania pędu [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho \vec{v}) + \nabla \cdot (\rho \vec{v} \vec{v}) = -\nabla p + \nabla \cdot (\vec{\tau}) + \rho \vec{g} + \vec{F} \quad (2)$$

- równanie zachowania energii [1]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial t}(\rho E) + \nabla \cdot (\vec{v}(\rho E + p)) = \\ = \nabla \cdot (k_{eff} \nabla T - \sum h_j \vec{J}_j + (\vec{\tau}_{eff} \cdot \vec{v})) + S_h \end{aligned} \quad (3)$$

- równanie zachowania reakcji chemicznej [1]:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho Y_i) + \nabla \cdot (\rho \vec{v} Y_i) = -\nabla \cdot \vec{J}_j + S_i + R_i \quad (4)$$

gdzie:

- E – suma energii kinetycznej, energii potencjalnej i pracy płynu [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-2}$],
- $\vec{F}$ – wektor sił wewnętrznych działających na ciało w przekroju [N],
- $\vec{g}$ – przyspieszenie ziemskie [$\text{m} \cdot \text{s}^{-2}$],
- h – entalpia [$\text{J} \cdot \text{kg}^{-1}$],
- $\vec{J}_j$ – strumień dyfuzyjny zależny od gradientów stężenia i temperatury płynu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$],
- k_{eff} – efektywny współczynnik przewodzenia [$\text{W} \cdot \text{m}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$],
- p – ciśnienie płynu [Pa],
- R_i – szybkość reakcji chemicznych [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- S_m – człon źródłowy związany z wymianą masy [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- S_h – człon źródłowy związany z ciepłem reakcji chemicznych [$\text{J} \cdot \text{m}^{-3}$],
- S_i – człon źródłowy związany z tworzeniem części lotnych [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- t – czas [s],

- T – gradient temperatury płynu [K],
- $\vec{v}$ – wektor prędkości elementu płynu [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$],
- Y_i – udział masowy i -tego składnika płynu [–],
- ρ – gęstość płynu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$],
- μ – lepkość dynamiczna płynu [$\text{Pa} \cdot \text{s}$],
- $\vec{\tau}$ – tensor naprężeń [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$].

Wpływ zaistniałych zakłóceń w procesie przenoszenia płynu, w przestrzeni o zadanej geometrii, zinterpretowano modelem turbulencji $k - \epsilon$. Rozwiązanie tego modelu sprowadza się do określenia wartości lepkości turbulencji μ_t z wykorzystaniem energii kinetycznej wirów k i szybkości dyssypacji ϵ związanej z rozpraszaniem energii spowodowanej występowaniem wewnętrznych oporów ruchu przepływającego płynu wzdłuż kanału zgazowującego. Model lepkości turbulencji μ_t przepływającego płynu wyrażany jest równaniem zdefiniowanym w programie Ansys-Fluent w następującej postaci [1]:

$$\mu_t = \rho C_\mu \frac{k^2}{\epsilon} \quad (5)$$

Równania transportu płynu dla energii kinetycznej burzliwości k oraz dyssypacji ϵ w programie Ansys-Fluent wyrażono zależnościami w postaci [1]:

- dla energii kinetycznej burzliwości [1]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial t}(\rho k) + \frac{\partial}{\partial x_i}(\rho k v_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_k} \right) \frac{\partial k}{\partial x_j} \right] + \\ + G_k + G_b - \rho \epsilon - Y_M + S_k \end{aligned} \quad (6)$$

- dla energii dyssypacji [1]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial t}(\rho \epsilon) + \frac{\partial}{\partial x_i}(\rho \epsilon v_i) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_\epsilon} \right) \frac{\partial \epsilon}{\partial x_j} \right] + \\ + C_{1\epsilon} \frac{\epsilon}{k} (G_k + C_{3\epsilon} G_b) - C_{2\epsilon} \rho \frac{\epsilon^2}{k} + S_\epsilon \end{aligned} \quad (7)$$

gdzie:

- $C_{1\epsilon}$ – stała empiryczna, $C_{1\epsilon} = 1,44$,
- $C_{2\epsilon}$ – stała empiryczna, $C_{2\epsilon} = 1,92$,
- C_μ – stała empiryczna, $C_\mu = 0,09$,
- k – energia kinetyczna fluktuacji prędkości (burzliwości) [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-2}$],
- P – lokalna produkcja fluktuacji wirowych,
- t – czas [s],
- S_k – człon źródłowy [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$],
- $\vec{v}$ – wektor prędkości elementu płynu [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$],
- ϵ – szybkość dyssypacji energii kinetycznej burzliwości [$\text{m}^2 \cdot \text{s}^{-3}$],
- μ_t – lepkość turbulentna [$\text{Pa} \cdot \text{s}$],
- σ_k – burzliwa liczba Prandtla $\sigma_k = 1,0$,
- σ_ϵ – burzliwa liczba Prandtla $\sigma_\epsilon = 1,3$,
- ρ – gęstość płynu [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$].

Przyjęto następujący schemat reakcji zgazowania dla analizowanego zagadnienia [1, 9]:



gdzie: $v(C_{1,10}H_{1,45}O_{0,93}N_{0,0246})$ – części lotne.

Równanie (8) interpretuje proces suszenia węgla, natomiast zależności (9) i (10) opisują zjawisko pirolizy węgla.

Zestaw reakcji powierzchniowych zgazowania [9, 11]:



Zestaw reakcji objętościowych zgazowania [9, 11]:



Kinetykę procesu zgazowania zdefiniowano w programie Ansys-Fluent równaniem w postaci [1]:

$$k = AT^\beta e^{-E/RT} \quad (17)$$

Wartości parametrów przyjęte w obliczeniach kinetyki reakcji zgazowania zestawiono odpowiednio w tabeli 1.

Tabela 1

Parametry przyjęte do obliczeń reakcji chemicznych zgazowania węgla [1, 9, 11]

Lp.	Szybkość reakcji	Parametry		
		β	$A [1 \cdot s^{-1}]$	$E [J \cdot mol^{-1}]$
1.	R_8	0	$5,1 \cdot 10^4$	$78,24 \cdot 10^3$
2.	R_9	0		
3.	$R_{10} = k_{10} \cdot C_V \cdot C_{O_2}$	0	$2,12 \cdot 10^{11}$	$2,03 \cdot 10^8$
4.	$R_{11} = k_{11} \cdot C_{O_2}$	0	20,9	$22,7 \cdot 10^3$
5.	$R_{12} = k_{12} \cdot C_{O_2}$	0	5,0	$13,1 \cdot 10^3$
6.	$R_{13} = k_{13} \cdot C_{H_2O}$	0	12,9	$36,4 \cdot 10^3$
7.	$R_{14} = k_{14} \cdot C_{H_2}$	0	5,0	$6,1 \cdot 10^3$
8.	$R_{15} = k_{15} \cdot C_{O_2} \cdot C_{CH_4}$	0	$4,4 \cdot 10^{11}$	$1,28 \cdot 10^8$
9.	$R_{16} = k_{16} \cdot C_{CO} \cdot C_{O_2}$	0	$3,16 \cdot 10^{12}$	$1,67 \cdot 10^8$

Porowatość węgla stanowi parametr, którego wartość, w warunkach prowadzenia procesu PZW, ulega zmianie w wyniku zmian pola temperatur w objętości zgazowywanego węgla. Bazując na pracy [10] oraz cytując za [2] równanie definiujące wartość zmian po-

rowatości węgla, zapisano w programie Ansys-Fluent w następującej postaci:

$$\phi = 0,2286 + 0,01041 \cdot T + 0,00001786 \cdot T^2 \quad (18)$$

gdzie T – temperatura [K].

Przyjęto następujące warunki brzeżno-początkowe dla każdego rozpatrywanego obszaru dyskretyzacji w postaci:

- dla obszaru rozwiązania, który stanowi model kanału zgazowującego:
 - temperatura czynnika zgazowującego (tlen, powietrze) – 298,15 K,
 - strumień objętości czynnika zgazowującego (tlen, powietrze, powietrze z zawartością 30% O_2 oraz mieszanina tlen (50%) – para wodna (50%) – $150 \text{ Nm}^3 \cdot \text{h}^{-1}$;
- dla obszaru rozwiązania, który stanowi model warstwy węgla:
 - gęstość (wartość średnia) – $1450 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ [4],
 - porowatość (wartość średnia) – 5% [2],
 - zależność na ciepło właściwe ($J \cdot \text{kg}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$) C_{ps} zaimplementowano do programu Ansys-Fluent w postaci [9],

$$C_{ps} = (0,31 + 3,38e^{-4} \cdot (T - 546)) \cdot 4184 \quad T < 598 \text{ [K]}$$

$$C_{ps} = (0,42 - 1,548e^{-4} \cdot (T - 871)) \cdot 4184 \quad T > 598 \text{ [K]}$$
 - temperatura początkowa T – 298,15 K,
 - skład chemiczny węgla (tab. 2),
 - współczynnik przewodzenia ciepła (wartość średnia) – $0,535 \text{ Wm}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$ [4].

Tabela 2

Analiza techniczno-elementarna węgla [12]

Stan techniczny	
Opis	[%]
Zawartość wilgoci	11,81
Zawartość popiołu	15,56
Zawartość siarki całkowitej	0,51
Ciepło spalania	21,708 [$\text{kJ} \cdot \text{kg}^{-1}$]
Stan analityczny	
Zawartość wilgoci	6,39
Zawartość popiołu	16,52
Zawartość części lotnych	29,84
Ciepło spalania	23,192 [$\text{kJ} \cdot \text{kg}^{-1}$]
Zawartość pierwiastka C	57,95
Zawartość pierwiastka H	3,70
Zawartość pierwiastka N	0,87
Zawartość pierwiastka S	0,54
Zawartość pierwiastka O	14,03

Rozpatrzono następujące ustawienia globalne (systemowe) w programie Ansys-Fluent:

- ciśnienie zgazowania: 101,325 Pa,
- zbieżność obliczeń dla składowych prędkości płynu, parametrów modelu turbulencji, parametrów równania energii, parametrów równania ciągłości: $1 \cdot 10^{-4}$,
- czasowa skala zjawiska: 100 godzin.

3. WYNIKI

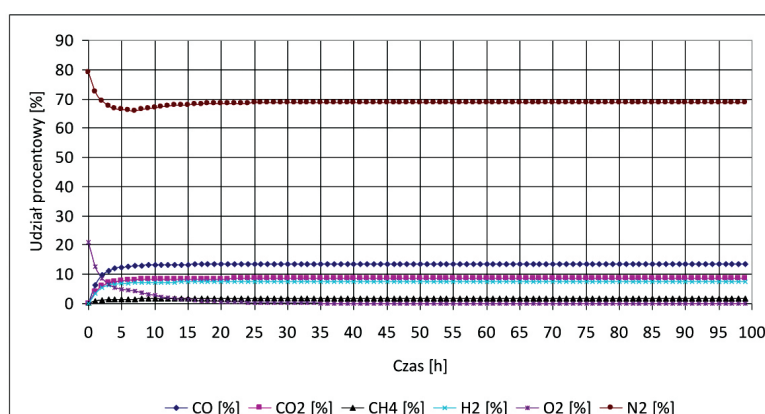
Na podstawie uzyskanego rozwiązania numerycznego dla analizowanego zagadnienia procesu podziemnego zgazowania węgla opracowano prognozowane charakterystyki zmian składu chemicznego gazu procesowego mierzonego na wylocie z georeaktora w zależności od zastosowanego czynnika zgazowującego w czasie 100 godzin.

Podstawą do oszacowania szybkości ubytku masy zgazowywanego węgla (parametr m_c – rys. 6, 9, 12, 15) była zawartość węgla C mierzona w produktach trans-

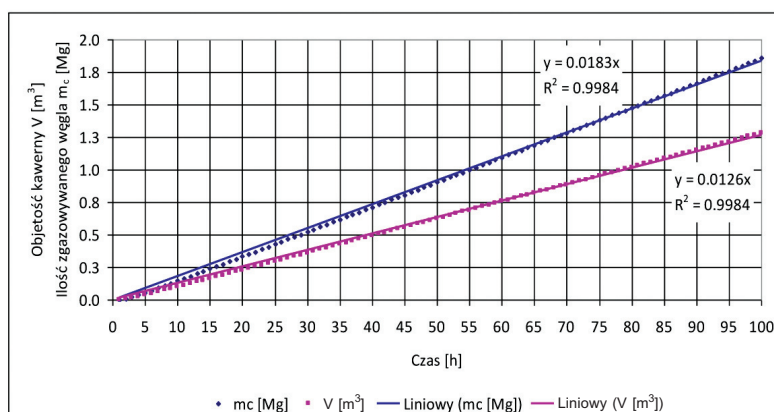
portowanych w strumieniu gazu procesowego na wylocie z georeaktora [8].

Dla warunków, w których proces zgazowania węgla prowadzony jest z udziałem powietrza, przewiduje się uzyskanie gazu procesowego o składzie (rys. 5): 68,8% N_2 , 7,5% H_2 , 1,7% CH_4 , 8,5% CO_2 , 13,5% CO . Szybkość ubytku masy węgla prognozuje się na poziomie 0,0183 [$Mg \cdot h^{-1}$], przy czym szybkość wzrostu kawerny na poziomie 0,0126 [$m^3 \cdot h^{-1}$] (rys. 6). Prognozowany rozkład zmian pola temperatur waha się w przedziale od 169,6°C (442,7 K) do 526,4°C (799,5 K) (rys. 7a).

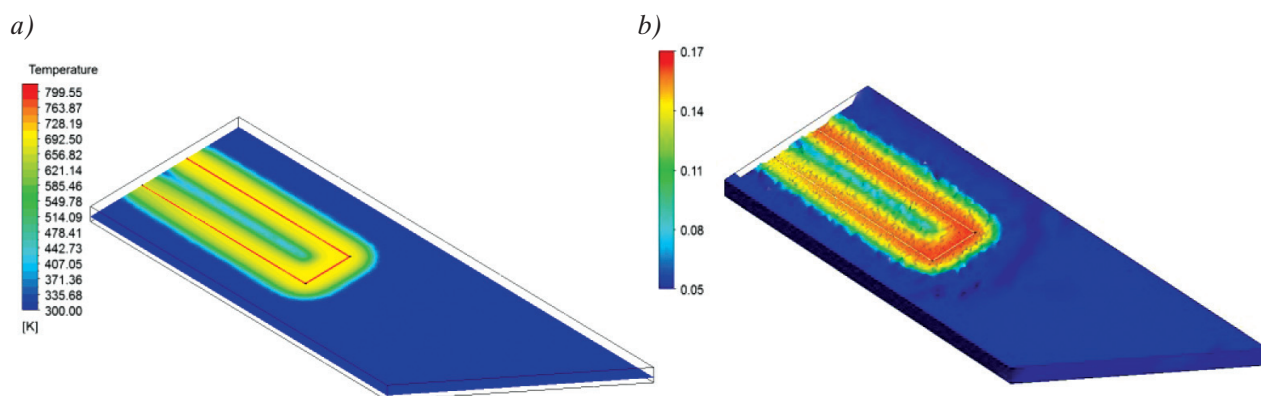
W przypadku prowadzenia procesu zgazowania węgla z wykorzystaniem powietrza o zawartości tlenu do 30% prognozuje się uzyskanie gazu procesowego o składzie (rys. 8): 40,9% N_2 , 16,3% H_2 , 3,3% CH_4 , 12,5% CO_2 , 27% CO . Szybkość ubytku masy zgazowywanego węgla szacuje się na poziomie 0,0334 [$Mg \cdot h^{-1}$], a szybkość wzrostu kawerny na poziomie 0,023 [$m^3 \cdot h^{-1}$] (rys. 9). Prognozowany rozkład zmian pola temperatur zmienia się w przedziale od 233,7°C (506,85 K) do 750,6°C (1023,75 K) (rys. 10a).



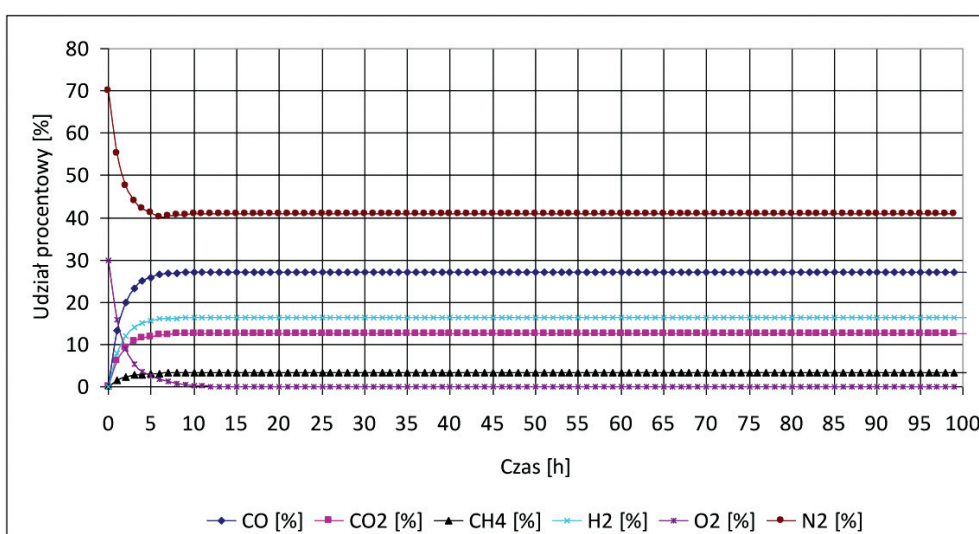
Rys. 5. Rozkład zmian stężenia głównych składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania powietrzem podawanym georeaktora



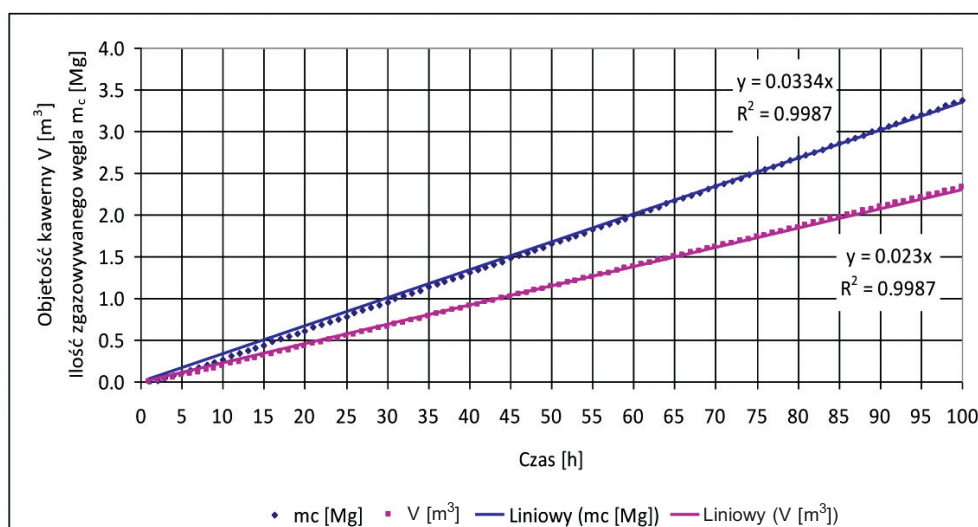
Rys. 6. Rozkład zmian objętości kawerny oraz ubytku węgla w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla powietrzem



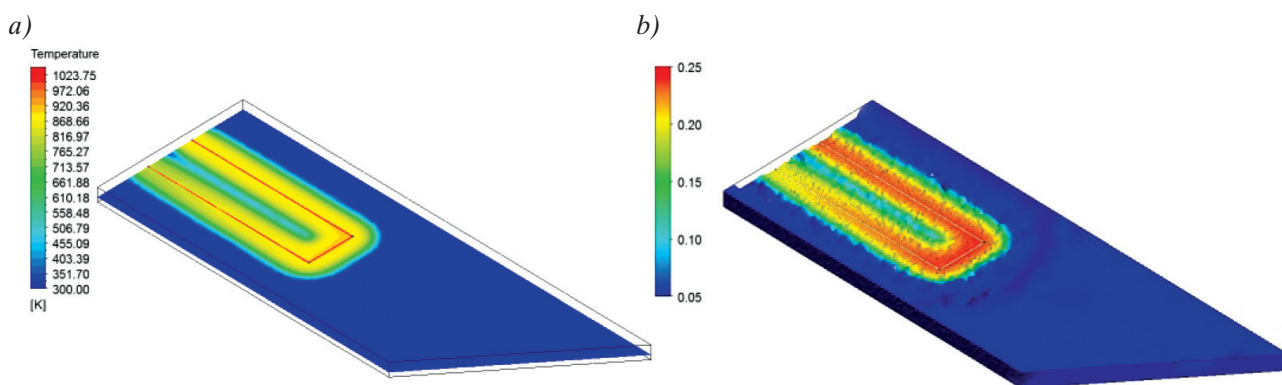
Rys. 7. Rozkład zmian pola temperatur (a) i porowatości calizny węglowej (b) w warunkach prowadzenia procesu zgazowania powietrzem w czasie 100 godzin



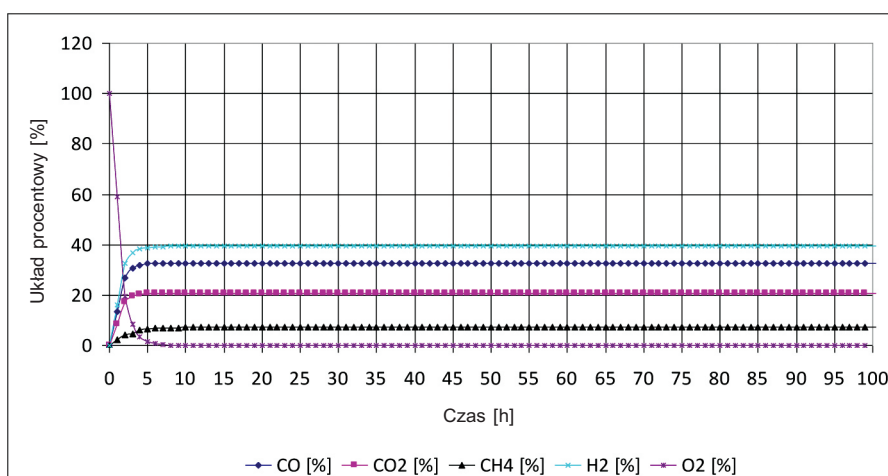
Rys. 8. Rozkład zmian stężenia głównych składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania powietrzem zawierającym 30% tlenu



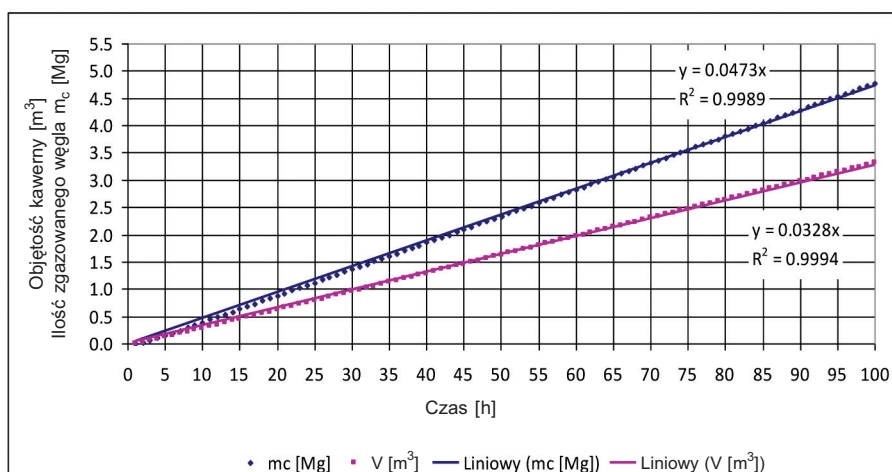
Rys. 9. Rozkład zmian objętości kawerny oraz ubytku węgla w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla powietrzem zawierającym 30% tlenu



Rys. 10. Rozkład zmian pola temperatur (a) i porowatości calizny węglowej (b) w warunkach prowadzenia procesu zgazowania powietrzem zawierającym 30% tlenu w czasie 100 godzin



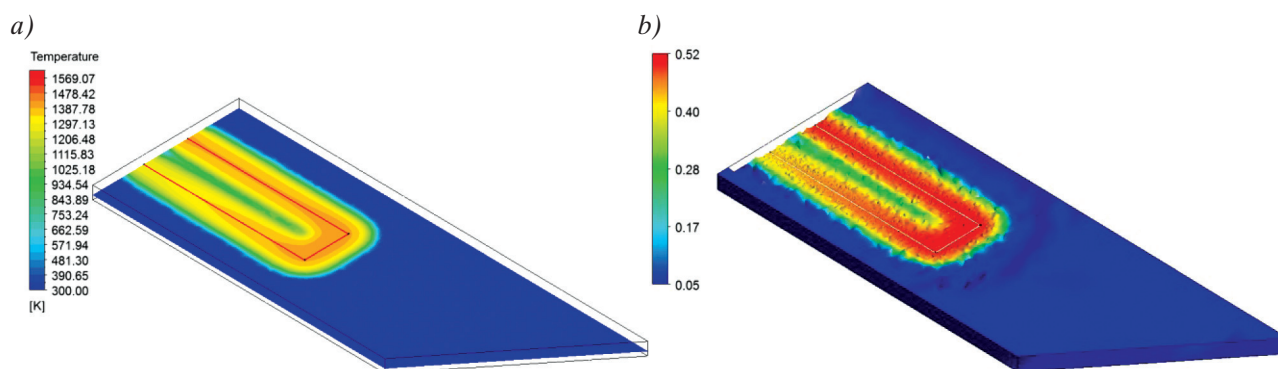
Rys. 11. Rozkład zmian stężenia głównych składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania tlenem podawanym do georeaktora



Rys. 12. Rozkład zmian objętości kawerny oraz ubytku węgla w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla tlenem

Symulacja numeryczna warunków, w których proces zgazowania węgla realizowany jest z wykorzystaniem tlenu, szacuje możliwość otrzymania gazu procesowego o składzie (rys. 11): 39,3% H_2 , 7,1% CH_4 , 20,8% CO_2 , 32,8% CO . Szybkość ubytku masy węgla oraz

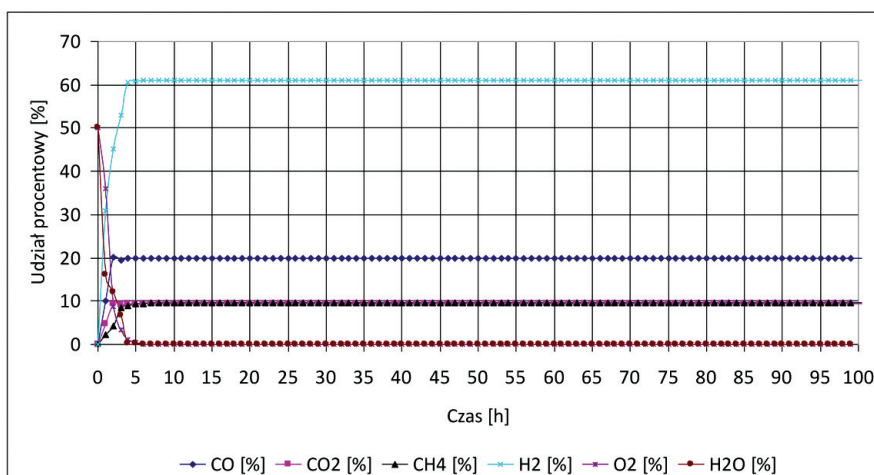
szybkość wzrostu kawerny ocenia się na poziomie 0,0473 [$Mg \cdot h^{-1}$] i 0,0328 [$m^3 \cdot h^{-1}$] (rys. 12). Prognozowany rozkład zmian pola temperatur zawiera się w przedziale od 298,8°C (571,95 K) do 1295,9°C (1569,07 K) (rys. 13a).



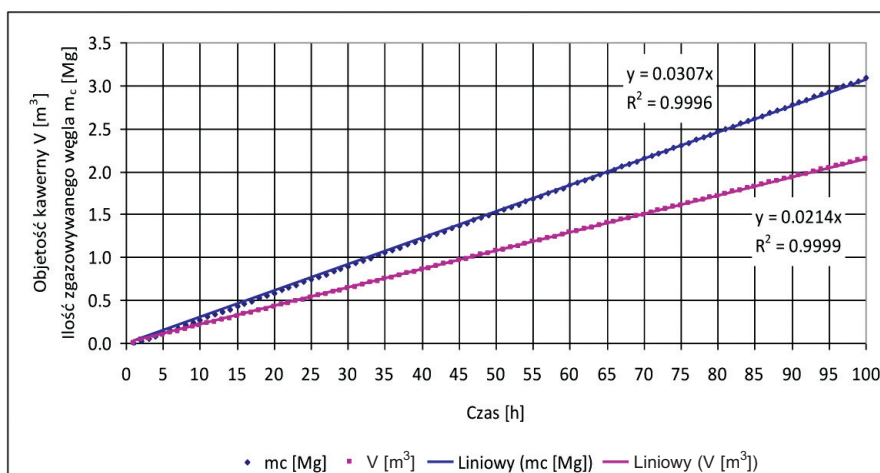
Rys. 13. Rozkład zmian pola temperatur (a) i porowatości calizny węglowej (b) w warunkach prowadzenia procesu zgazowania tlenem w czasie 100 godzin

Symulacja numeryczna warunków prowadzenia procesu zgazowania węgla z udziałem mieszaniny tlen i pary wodnej prognozuje możliwość uzyskania gazu procesowego o składzie (rys. 14): 61,1% H_2 , 9,6% CH_4 , 9,4% CO_2 , 19,9% CO . Szybkość ubytku

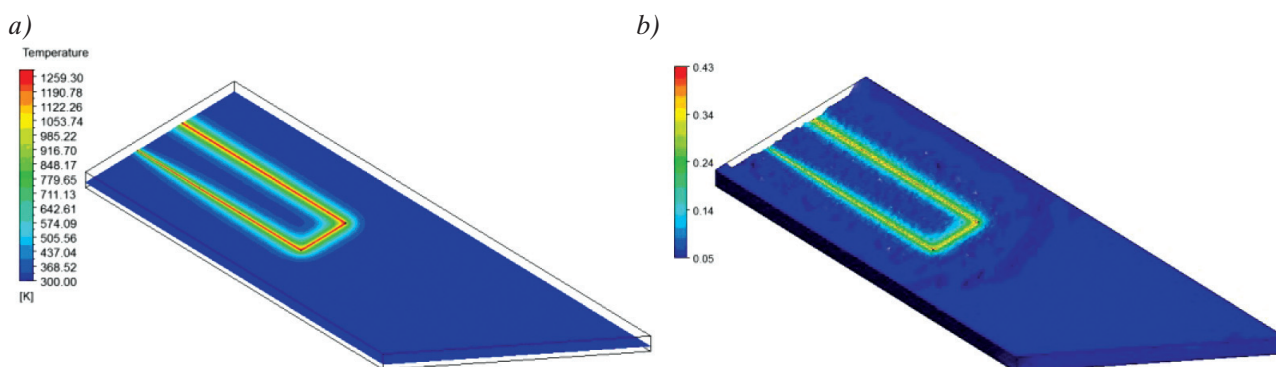
masy węgla oraz szybkość wzrostu kawerny ocenia się na poziomie $0,0307 \text{ Mg}\cdot\text{h}^{-1}$ i $0,0214 \text{ m}^3\cdot\text{h}^{-1}$ (rys. 15). Prognozowany rozkład zmian pola temperatur mieści się w przedziale od $232,4^\circ\text{C}$ ($505,55 \text{ K}$) do $986,1^\circ\text{C}$ ($1259,25 \text{ K}$) (rys. 16a).



Rys. 14. Rozkład zmian stężenia głównych składników gazu procesowego w warunkach zgazowania tlenem i parą wodną podawanymi do georeaktora



Rys. 15. Rozkład zmian objętości kawerny oraz ubytku węgla w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla tlenem i parą wodną



Rys. 16. Rozkład zmian pola temperatur (a) i porowatości calizny węglowej (b) w warunkach prowadzenia procesu zgazowania tlenem i parą wodną w czasie 100 godzin

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Efektom prowadzonych badań modelowych jest model numeryczny procesu podziemnego zgazowania węgla (PZW) na przykładzie wybranej parceli KD „Barbara” opracowany z zamiarem symulowania

zjawisk fizykochemicznych w przestrzeni reakcyjnej kanału zgazowującego oraz w jego otoczeniu, którą stanowi warstwa zgazowywanego węgla. W tabelach 3–6 zestawiono prognozowane wartości średnie szukanych składników gazu procesowego, które stanowią efekt prowadzonych symulacji numerycznych procesu PZW.

Tabela 3

Wartości średnie składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla powietrzem

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
13,2	8,3	1,6	7,3	1,0	68,7	0,91	0,63

Tabela 4

Wartości średnie składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla wzbogaconym powietrzem

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
20,9	9,6	4,2	18,0	0,8	46,5	1,67	1,15

Tabela 5

Wartości średnie składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla tlenem

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	N ₂ [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
32,1	20,4	6,9	38,6	1,9	0,0	2,37	1,65

Tabela 6

Wartości średnie składników gazu procesowego w warunkach prowadzenia procesu zgazowania węgla mieszaniną tlenu i pary wodnej

CO [%]	CO ₂ [%]	CH ₄ [%]	H ₂ [%]	O ₂ [%]	H ₂ O [%]	m_c [Mg]	V [m ³]
19,6	9,3	9,4	59,9	1,0	0,9	1,56	1,09

Na podstawie wyników symulacji numerycznych szacuje się możliwość uzyskania gazu procesowego o zawartości szukanych składników takich jak wodor H_2 w granicach od 7,3% (dla powietrza) do 59,9% (dla mieszaniny tlen – para wodna), dwutlenek węgla CO_2 w granicach od 8,3% (dla powietrza) do 20,4% (dla tlenu), tlenek węgla CO w granicach od 13,2% (dla powietrza) do 32,1% (dla tlenu) oraz metan CH_4 w granicach od 1,6% (dla powietrza) do 9,4% (dla mieszaniny tlen – para wodna).

Natomiast prognozowana wartość zmian temperatury procesu PZW wzdłuż kanału zgazowującego wynosi odpowiednio: dla powietrza 799,5 K (526,4°C), dla powietrza wzbogaconego 1023,75 K (750,6°C), dla tlenu 1569,07 K (1295,92°C) oraz dla mieszaniny tlen – para wodna 1259,30 K (986,15°C).

Analizując szybkość ubytku masy węglowej w danym czasie 100 godzin, w zależności od zastosowanego czynnika zgazowującego dla zadanej wartości strumienia objętości, szacuje się ubytek złoża w ilości odpowiednio:

- dla powietrza ubytek w ilości 41,4%,
- dla mieszaniny tlen – para wodna ubytek w ilości 70,9%,
- dla powietrza wzbogaconego ubytek w ilości 75,9%.

W przypadku prowadzenia procesu PZW z udziałem tlenu prognozuje się wyczerpanie całkowitej dostępnej masy węglowej po upływie 93 godzin. Wyniki przeprowadzonych symulacji numerycznych pozwalają na sformułowanie następujących wniosków:

- zastosowana metoda numeryczna CFD pozwoliła zidentyfikować czynniki procesowe, takie jak: temperatura procesu, szybkość ubytku masy węglowej, objętości kawerny, skład chemiczny gazu syntezowego oraz czas procesu, warunkujące prawidłowość prowadzenia procesu podziemnego zgazowania dla zadanej geometrii pokładu węgla;
- najbardziej kaloryczny gaz syntezowy prognozowany jest dla warunków, w których do przestrzeni reakcyjnej georeaktora doprowadzana jest mieszanina tlenu i pary wodnej, natomiast najmniej kaloryczny przy zastosowaniu powietrza wzbogaconego tlenem.

Podziękowania

Praca została wykonana w ramach badań statutowych prowadzonych w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach nr 11102026-144 finansowanej przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego.

Literatura

- [1] ANSYS FLUENT 12.0: *Theory Guide*. ANSYS, Inc. 2009.
- [2] Białecka B.: *Podziemne zgazowanie węgla. Podstawy procesu decyzyjnego*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2008.
- [3] Bockelie Michael J., Denison Martin K., Chen Zumao, Senior Constance L., Sarofim Adel F.: *Using Models to Select Operating Conditions for Gasifiers*, Pittsburgh Coal Conference, September 15–19, 2003.
- [4] Chmura K.: *Przewodność cieplna skał i węgla górnośląskiego karbonu*, Politechnika Śląska, Zeszyty Naukowe nr 190, Gliwice 1968.
- [5] Hildebrandt R.: *Opracowanie dokumentacji techniczno-ruchowej procesu PZW, parcela nr 3, KD Barbara*, Praca GIG nr 11103096, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2016 [niepublikowana].
- [6] Jaworski Z.: *Numeryczna mechanika płynów w inżynierii chemicznej i procesowej*, EXIT, Warszawa 2005.
- [7] Rauk J.: *Kształtowanie się kanału ogniowego w podziemnym zgazowaniu węgla kamiennego*, „Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Seria A, Komunikat nr 241”, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice 1959.
- [8] Rauk J.: *Podstawy interpretacji procesów fizykochemicznych w podziemnym zgazowaniu węgla powietrzem i ich obraz w przeprowadzonych doświadczeniach*, „Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Seria A, Komunikat nr 246”, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice 1960.
- [9] Shirazi A.S.: *CFD simulation of Underground Coal Gasification*, University of Alberta 2012.
- [10] Seewald H., Klein J., Jungten H.: *Pore structure of coal derived from permeation and sorption measurements*, Proc. Int. Conf. on Coal Sci., Pergamon Press, Sydney 1985: 861.
- [11] Wachowicz J., Łączny, J., Iwaszenko, S., Janoszek T.: *Modeling of Underground Coal Gasification Process Using CFD Methods*, „Archives of Mining Sciences” 2015, 60, 3: 663–676.
- [12] Wiatowski M., Stańczyk K., Świądrowski J., Kapusta K., Cybulski K., Krause E., Grabowski J., Rogut J., Howaniec N., Smoliński A.: *Semi-technical underground coal gasification (UCG) using the shaft method in Experimental Mine „Barbara”*, „Fuel” 2012, 99: 170–179.

dr inż. TOMASZ JANOSZEK
Zakład Technologii Eksploatacji
i Obudów Górniczych
Główny Instytut Górnictwa
pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice
tjanoszek@gig.eu

ADAM MAREK

Operation analysis of leakage protection including auxiliary current source operating as series ohmmeter systems

This paper outlines issues related to the features of the leakage protections, especially the resistance of central leakage protections provided with the auxiliary current source to network interferences. It reveals susceptibility of the central leakage protections to this type of interferences (especially in the case of usage current sources of small rated currents).

Key words: central leakage protection (CZU), leakage resistance, capacitance to earth, protective diode barrier

1. INTRODUCTION

In underground mine networks, as means that monitor insulation condition of network, the below-mentioned items are applied: leakage protection, interlock protection, as well as systems applied to control earthing continuity. Leakage protection control the network insulation condition that operates live. In the case of a decrease, leakage resistance R_d below the threshold value (concordant to specified standard [2, 3]), the task of such protection is to switch off (or to signal) a damaged fragment of a network. Leakage protection solutions available on the market may be divided into two groups: protection based on a constant auxiliary source as well as protection based on an alternative auxiliary source. The majority leakage protection available on the market are based on a constant/solid auxiliary source. Both types of protection are based on direct auxiliary voltage, and protection based on a direct auxiliary current are available. Regardless of the auxiliary source type applied, solutions that work in the arrangement of a series-connected ohmmeter or in arrangement of a parallel-connected ohmmeter are available.

Current i_p is a measured value in the protection based on direct auxiliary voltage working as a series-

-connected ohmmeter (Fig. 1a). Information related to this current may be obtained on the basis of voltage drop u_b along shunt R_b . Then, the value of leakage resistance R_d is described using the following dependence:

$$R_d = \frac{E_p}{I_p} - (R'_p + R''_p + R_b) \quad (1)$$

where:

R_d – value of leakage resistance [W],

E_p – value of auxiliary source voltage of leakage protection [V],

I_p – average value of measuring current of leakage protection [A],

$R_p = R'_p + R''_p$ – value of equivalent series resistance of leakage protection [W].

Moreover, the diagram presented in Figure 1a takes into account other items connected with leakage protection: filtering elements (capacities C_A and C_B), series inductance L_p , as well as remaining elements connected with mains (equivalent capacitance to earth C_D and equivalent interference voltage U_s).

In the alternative solution (Fig. 1b), leakage protection is based on direct auxiliary current I_p , and voltage u_z is a measured value across the supply terminals.

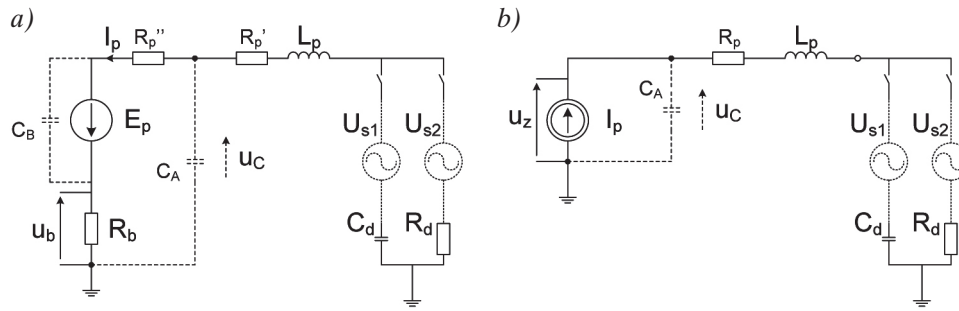


Fig. 1. Simplified equivalent circuit diagram of leakage protection operating in arrangement of series-connected ohmmeter based on: a) direct auxiliary voltage; b) direct auxiliary current

The example protection based on direct auxiliary current working in arrangement of a series-connected ohmmeter is PM-2 protection [4]. Then, the network insulation condition is described by dependence [1]:

$$R_d = \frac{U_z}{I_p} - R_p \quad (2)$$

where:

U_z – average value of measuring voltage of leakage protection [V],

I_p – value of auxiliary current of leakage protection [A].

Investigations focusing on leakage protection features based on direct auxiliary current that operate as a series-connected ohmmeter as well as the susceptibility of this type of protection to factors that interfere with their operation as related to valid mining standards shall be presented in the current paper.

2. RESEARCH MODEL

It was assumed that the simplified diagram is to be assumed for simulation tests that take into consideration the most-important elements of the leakage protection alone based on direct auxiliary current and the most-important parameters of the electric network as well. The assumption of such a solution allows us to watch the behavior of the leakage protection: while switching on to the network, while appearing resistance changes and capacitance to earth in network under examination, as well as interference created under transient states. An analysis of the results obtained shall allow us to estimate the correctness of the reaction of such types of protection towards the situations that occurred. Their resistance to interference that appears in these states could be determined as

well. Results of the examinations performed shall allow us to estimate the usability of the leakage protection based on direct auxiliary current to operate in the low voltage networks of mines.

The simplified equivalent circuit diagram of leakage protection based on direct auxiliary current is presented in Figure 2. This diagram distinguishes the part representing the most-important element of the leakage protection (CZU) as well as the part representing the most-important equivalent parameters of the network under examination (ZPS).

Leakage protection contains auxiliary current source I_p , resistor and series impedance coil (R_p, L_p), filtering capacitor C_A , as well as a voltage limiter in the form of a diode protective barrier (DBO) that contains resistors R_{b1} and R_{b2} as well as a set of stabilization diodes (Zener diodes) D_{z1} and D_{z2} . A network in which different failure states occur is represented by equivalent resistance and capacitance to earth (R_d, C_d) as well as equivalent interference voltage U_s .

Moreover, the diagram includes the following:

- u_z – temporary value of measuring voltage of leakage protection [V],
- u_1 – temporary equivalent value of input voltage of the protection [V].

Network insulation condition is then described by the dependence as follows:

$$R_d = \frac{U_z}{I_p} - (R_p + R_{b1} + R_{b2}) \quad (3)$$

Voltage sensitivity of leakage resistance measure:

$$\Delta U_z = \Delta R_d I_p \quad (4)$$

The relationship (4) shows that increase of the measured voltage exhibits linear dependence on increase of the leakage resistance R_d and on the increase of the magnitude of the auxiliary current I_p .

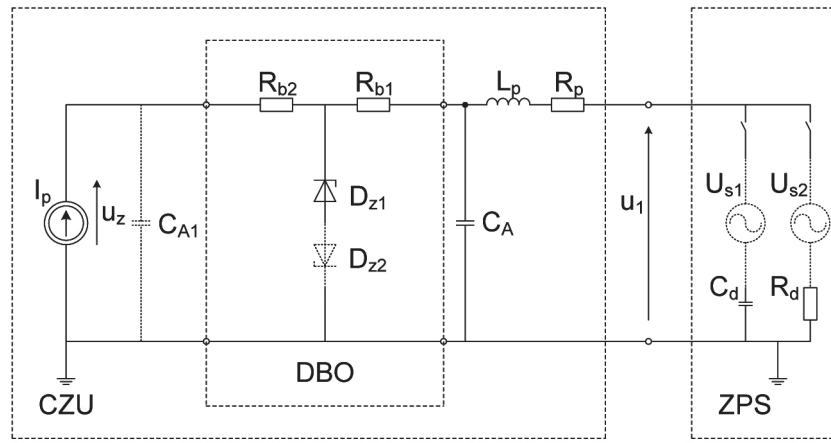


Fig. 2. Simplified equivalent circuit diagram of leakage protection based on direct auxiliary current (series-connected ohmmeter arrangement) assumed for simulation examinations

3. SIMULATION EXAMINATIONS

Based on the diagram presented in Figure 2, a series of simulation examinations were accomplished using TCAD simulation software. The following were assumed: $U_s = 500$ V, $R_p = 4$ k Ω , $R_{b1} = 10$ k Ω , $R_{b2} = 1.2$ k Ω , $C_A = 3$ μ F, $L_p = 340$ H, $I_p = 0.2$ mA. The first case (Fig. 3) presents protection operation while it is symmetrically actuated at instant $t = 0.2$ s to the wide area network ($C_d = 3$ μ F) and then the occurrence of a three-phase symmetrical decrease of leakage resistance R_d to value 15 k Ω (at instant $t = 0.8$ s). For the assumed parameters, the value of the threshold voltage (that corresponds to the threshold resistance 15 k Ω for network 500 V) below which the actuation of leakage protection should follow, is about 6 V. During the switching on of the protection to the network, oscillations shall appear in measurement voltage u_z generated by the resonance system (L_p , C_A , C_d , R_p , R_d).

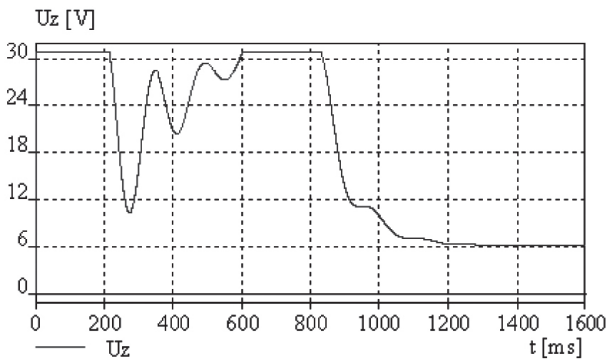


Fig. 3. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and symmetric three-phase decrease of earth resistance to value of $R_d = 15$ k Ω ($t = 0.8$ s) in wide area network ($C_d = 3$ μ F)

In the network under consideration during the switching on of the protection to the network, cases of unnecessary actuations of leakage protection should not occur due to the reason that measured voltage u_z does not reach a value less than the threshold value (6 V). However, such problems may appear in the case of switching on this type of leakage protection to a 1000 V network [5].

Simulation tests proved that the measurement voltage reaches the expected value.

The next two simulations (Fig. 4a, b) relate to connecting the leakage protection to wide area network ($C_d = 3$ μ F) at instant $t = 0.2$ s as well as the occurrence of a single-phase decrease of leakage resistance to value $R_d = 1$ k Ω at instant $t = 0.8$ s. The difference between the simulated systems resided in applying the diode protection barrier that contained one or two push-pull switched-on stabilization diodes (Fig. 2). The use of one stabilization diode contributes to a decrease in the interference voltage in measurement voltage U_z due to the restriction of the minimum value of the measurement voltage to the diode forward voltage (Fig. 4a). The use of two stabilization diodes causes an increase in the resonance component (that results from the existence of an oscillation circuit) in measurement voltage u_z (Fig. 4b).

An increase of the earth resistance to the set value of leakage protection ($R_d = 15$ k Ω) in mine wide area network ($C_d = 3$ μ F) limits the peak-to-peak value of the variable component (of network frequency). Under these conditions, there is no problem with temporary values of measuring voltage u_z appearing that are smaller than zero. This problem also does not appear in the situation when the protection operates

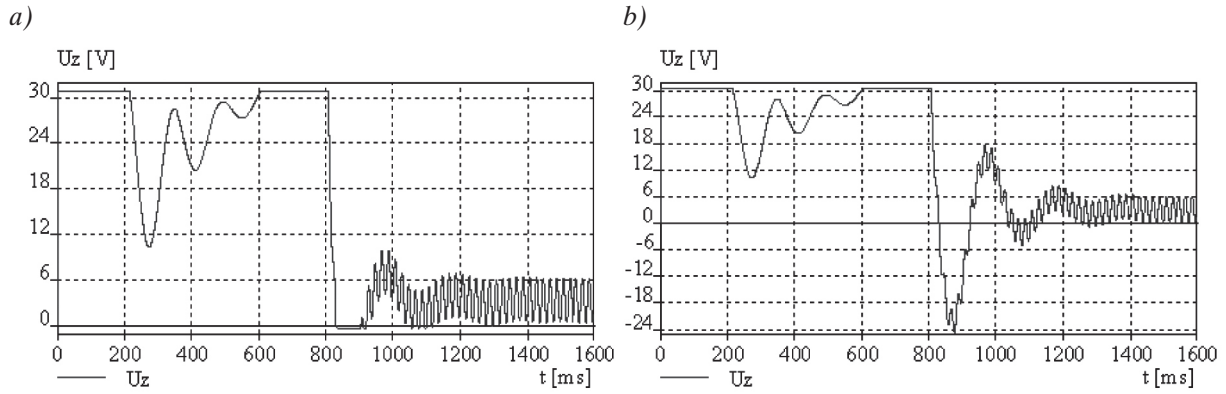


Fig. 4. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and single-phase decrease of earth resistance to value $R_d = 1$ kW ($t = 0.8$ s) in wide area network ($C_d = 3$ μ F): a) with one stabilization diode; b) with two stabilization diodes

in the short area network that is at small capacity to earth ($C_d = 30$ nF). Such a situation is illustrated by the course of the measuring voltage presented in Figure 5.

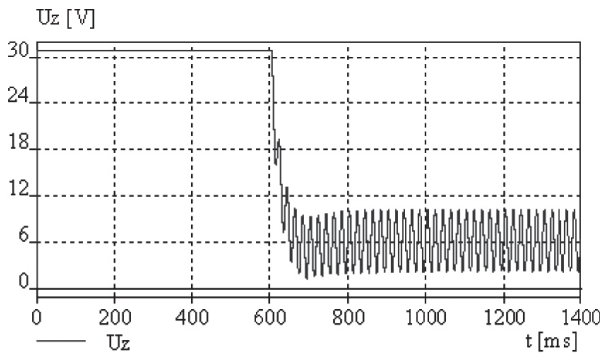


Fig. 5. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and single-phase decrease of earth resistance to value $R_d = 15$ kW ($t = 0.6$ s) in short area network ($C_d = 30$ nF) provided with one stabilization diode

Oscillations do not appear after the actuation of the leakage protection to the network in the courses of measurement voltages u_z . However, at small capacitances to earth ($C_d = 30$ nF) after a decrease of earth resistance value R_d up to 15 kW, the peak-to-peak value of the measuring voltage course increases.

An increase of the earth resistance to 150% of threshold value ($R_d = 22.5$ kW) causes a growth in the average value of the measurement voltage (as related to the threshold voltage value of the leakage protection actuation). Under these conditions, no problem exists related to a decrease in the temporary values of the measurement voltage below zero (Fig. 6a, b). Simultaneously, the temporary value of the measurement voltage achieves values smaller than the threshold value during a specified time. Hence, under these conditions, it is additionally necessary to filter (analogue or digital) the interference voltage in order to eliminate the possibility of incorrect protection actuation.

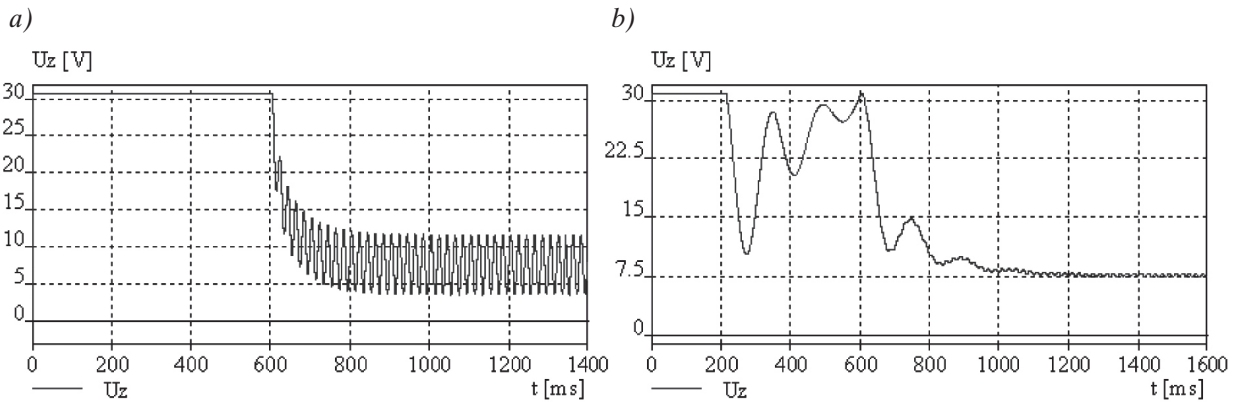


Fig. 6. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and single-phase decrease of earth resistance to value of $R_d = 22.5$ kW ($t = 0.6$ s): a) in short area network ($C_d = 30$ nF); b) in wide area network ($C_d = 3$ μ F)

According to the PN-G-42040 standard [3], decreasing earth resistance R_d to 150% of the threshold value of the leakage protection actuation (for 500 V network, $R_d = 22.5 \text{ k}\Omega$) at maximum capacitance to earth C_d ($3 \text{ }\mu\text{F}$) should not cause its actuation. From Figure 6b results that the temporary values of measurement voltage u_z are always greater than 6V. Thus, the above-mentioned requirement of the standard will be fulfilled.

The PN-G-42040 standard [3] provides that, in the case of switching on (switching off) the asymmetrical line of phase capacity equal to half of the maximum of earth phase capacity ($0.5 \text{ }\mu\text{F}$), leakage protection actuation should not occur. The received course of measurement voltage u_z (Fig. 7) suggests that, under the above-mentioned conditions, an incorrect actuation of protection should not occur. Additionally, the use of suitably large capacity C_A causes that the minimum value of the measurement voltage is considerably greater than the threshold value.

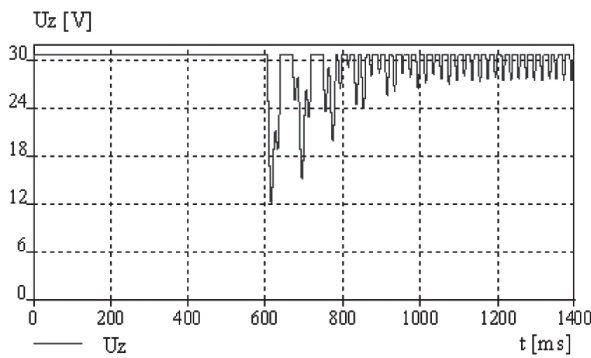


Fig. 7. Switching on ($t = 0.6 \text{ s}$) of a half of maximum single-phase capacitance to earth ($C_d = 0.5 \text{ }\mu\text{F}$) to leakage protection provided with one stabilization diode

Sensitivity of the leakage protection to the interference component also depends on the value of the current of auxiliary source I_p . An increase in current value I_p contributes to a decrease in the relative share of the interference component in measurement voltage u_z (Figs. 8a, 8b), both in the case of a decrease of earth resistance to a value of $1 \text{ k}\Omega$ and up to a value of $15 \text{ k}\Omega$. The use of leakage protection of larger auxiliary current I_p requires the use of a series connection of stabilization diodes.

According to the standard PN-G-42040 [3] in networks of voltage up to 500 V (inclusive), the actuation time of leakage protection (in the case when earth resistance decreases to a value of $R_d = 1 \text{ k}\Omega$) should not be longer than 0.1 s. The reaction time of the leakage protection to a disturbance that appears in the measuring system depends first of all on an instant when this disturbance appears as related to the temporary voltage values of the mains. Such a situation is illustrated by the course of the measuring voltage presented in Figure 9. Depending on the instant when the disturbance appears, the initial phase of equivalent disturbing voltage φ changes. The delay caused by the moment when the disturbance appears in the measuring circuit achieves the largest values in the case when the initial phase of the equivalent disturbing voltage equals $\varphi = 0^\circ$ (Fig. 9b), whereas at angle $\varphi = 180^\circ$, the delay of the reaction of the leakage protection to the formed disturbance is the shortest one (Fig. 9a). This delay equals about 50 ms under the most-unfavorable conditions. Thus, it seems that, in the case of the 500 V network, the protection actuation time (being a reaction to the decrease of the earth resistance to value $R_d = 1 \text{ k}\Omega$) should be a shorter than the 100 ms required. Larger problems regarding the

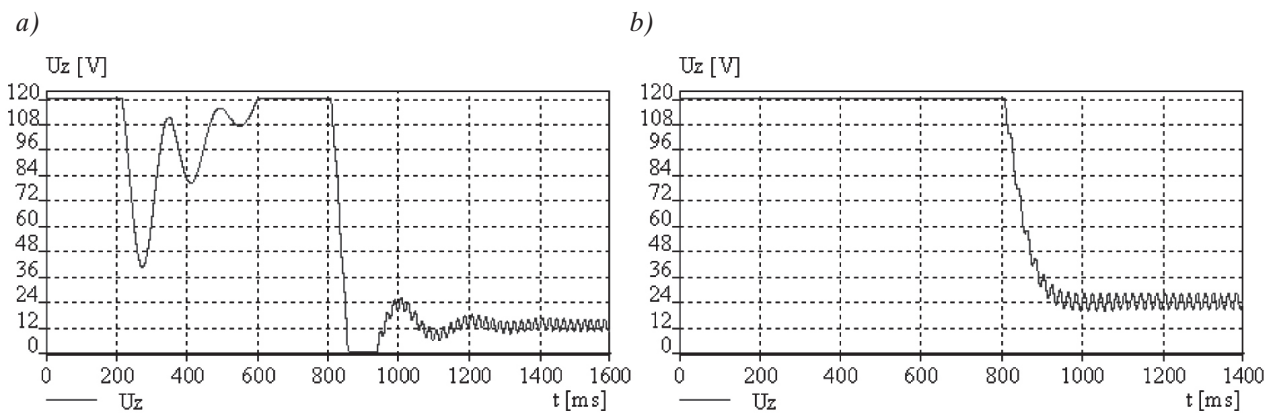


Fig. 8. Symmetric switching on ($t = 0.2 \text{ s}$) of leakage protection operating with $I_p = 1 \text{ mA}$ and in arrangement with one stabilization diode, where at instant $t = 0.8 \text{ s}$, single-phase decrease of earth resistance occurred to: a) value $R_d = 1 \text{ kW}$ in wide area network ($C_d = 3 \text{ }\mu\text{F}$); b) value $R_d = 15 \text{ kW}$ ($t = 0.8 \text{ s}$) in short area network ($C_d = 30 \text{ nF}$)

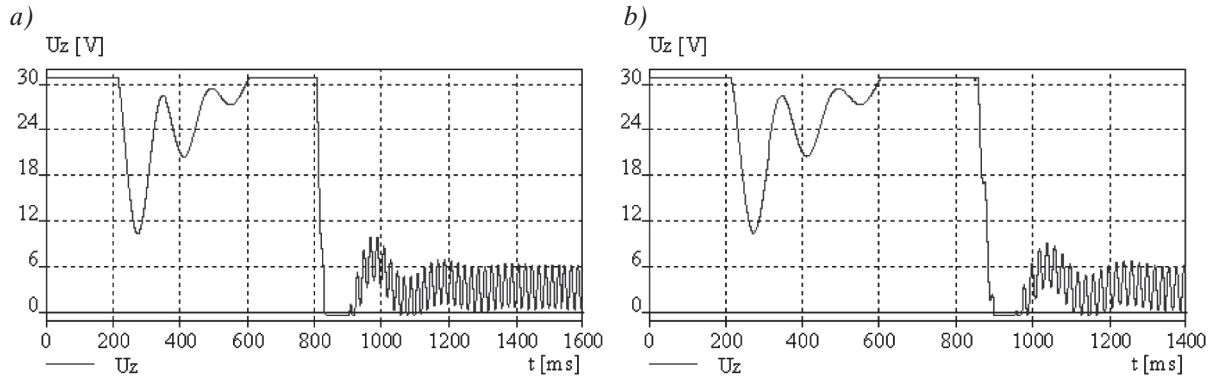


Fig. 9. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and single-phase decrease of earth resistance to value $R_d = 1$ kW ($t = 0.8$ s) in wide area network ($C_d = 3$ μ F) provided with one stabilization diode and initial phase of equivalent disturbance voltage u_s : a) $\varphi = 180^\circ$; b) $\varphi = 0^\circ$

meeting of this point of the standard can appear in the case of operation of this type of protection in 1000 V networks [5].

Besides the constant component, the variable steady component and transient component appear in the presented courses of measurement voltages. The parameters of the variable components (frequency, amplitude, attenuation) depend on network parameters (R_d , C_d , U_s) as well as on leakage protection parameters (L_p , R_p , R_b , C_A). The spot to where filter capacitor (or capacitors) C_A in the measurement system is (are) connected has a significant effect on the oscillation amplitude of the variable component. Solutions in which condensers were applied of a total capacity of $C_A = 3$ μ F are illustrated by the courses of measurement voltage u_z in Figure 10. In the first case (Fig. 10a), one filtering capacitor was used across the input of the protective barrier diode, whereas in the second case (Fig. 10b), two filtering capacitors were used: one across output (C_{A1}), and the second

across input (C_A) of the protective barrier diode. The results of the simulation received indicate that the solution in which two filtering capacitors (Fig. 10b) were applied give considerably better effects of attenuation in the variable component in the measurement voltage.

4. SUMMARY

This paper focused on the susceptibility of leakage protection based on direct auxiliary current I_p to disturbances appearing in the network as a result of a decrease of earth resistance and during connection procedures.

The conducted simulating investigations showed that, during the switching on of the leakage protection to the network, a disturbance voltage appears whose value depends on the value of the capacitance to the

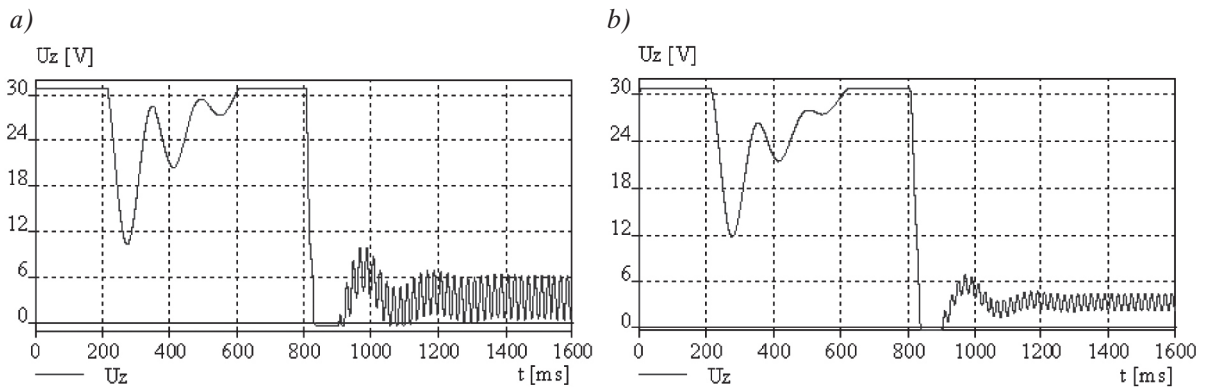


Fig. 10. Symmetric switching on leakage protection ($t = 0.2$ s) and single-phase decrease of earth resistance to value $R_d = 1$ kW ($t = 0.8$ s) in wide area network ($C_d = 3$ mF) provided with one stabilization diode for $\varphi = 180^\circ$: a) with one capacitor $C_A = 3$ μ F across input of diode barrier; b) with two capacitors $C_{A1} = 1$ μ F across output of measurement system and $C_A = 2$ mF across input of diode barrier

earth of network C_d . In the case of wide area networks ($C_d = 3 \mu\text{F}$), this appears during the course of measuring voltage u_z in the form of an oscillation transient state. In effect, measurement voltage u_z may reach smaller values than the threshold voltage. In the case of 500 V networks, the simulation examination results suggest that such problems should not appear (for $R_d = 15 \text{ k}\Omega$, the value of the threshold voltage equals about 6 V – Fig. 3), but they may appear when leakage protection operates on 1000 V networks [5]. The appearance of such a situation could cause the unnecessary actuation of leakage protection. The discussed disturbance depends on the equivalent value of the capacitance to the earth of the network, and in the case of short area networks ($C_d = 30 \text{ nF}$), one does not observe any significant changes in the measurement voltage course during the connection procedure. Thus, leakage protection working in short area networks has less susceptibility to cases of the unnecessary actuation of leakage protection as a result of connection disturbances.

The values of the capacitances to earth C_d may also influence the disturbance component course in measurement voltage u_z , which appears during a decrease in earth resistance R_d . Short networks (of small capacitance to earth C_d) influence the course of measurement voltage particularly unfavorably. As it was proven, disturbance voltages of relatively large amplitudes appear in this course. Application of leakage protection based on a protective diode barrier with one stabilization diode may lead to incorrectly (overestimated) determining the value of earth resistance R_d [5]. Such a problem may appear mainly in 1000 V networks. In 500 V networks, this type of problem – within the most interesting range of values of earth resistance R_d ($R_d = 15 \div 22.5 \text{ k}\Omega$) – does not exist from a measurement point of view (due to the valid standards) (Figs. 5, 6).

The conducted examinations proved that leakage protection based on a larger auxiliary current (0.8 mA) were featured with a greater resistance to disturbances (Figs. 9a, b). An increase of auxiliary current value I_p allowed the minimum temporary value of measurement voltage u_z (at threshold resistance $R_d = 15 \text{ k}\Omega$) to increase (Fig. 9b); thus, to avoid a situation in which an overestimation of the measurement of earth resistance value R_d (for the situation in which measurement voltage u_z would achieve negative values) would occur.

Leakage protection in 500 V networks are less-susceptible to disturbances in the measurement circuit (resulting from connection procedures and network disturbances), which could lead to their incorrect actuation (Figs. 3, 5, 7). These types of disturbances may, however, influence the correct functions of protection operating on 1000 V networks (time periods appear in the course of the measurement voltage when this voltage is smaller than the threshold voltage of the leakage protection actuation) [5]. A limitation of the amplitudes of the variable component in the course of measurement voltage may be additionally reached using two filtering capacitors: across the input and output of the protective diode barrier (Fig. 10).

Three aspects of the operation concordance of leakage protection to mining standard PN-G-42040 [3] were analyzed:

- 1) Switching on the earth resistance of a value 1.5 times greater than the value of the threshold resistance for short area networks. The conducted simulations (Fig. 6a) show that unnecessary actuations of leakage protection should not appear. No problem should appear with meeting the requirement of this section of the standard.
- 2) Switching on earth resistance of a value 1.5 times greater than the value of the threshold resistance for mining wide area networks. Conducted simulations (Fig. 6b) show that no problem should appear with meeting the requirement of this section of the standard.
- 3) The switching on/switching – off the half of the maximum phase capacitance to earth, at infinitely large resistance of the network insulation of the network ($R_d = 8$). The simulation results (Fig. 7) show that no problem should appear with meeting the requirement of this section of the standard.

The aspects of operation presented in this paper of leakage protection with an auxiliary current source show that no difficulties should appear to achieve the protection actuation time required by standard [3] (for the case of decreasing earth resistance in one of the phases to a value of 1 k Ω , the required time of protection actuation for a 500 V network should be shorter than 0.1 s) with a large resistance to connection disturbances at the same time. However, such problems may appear in the case of leakage protection operating in 1000 V networks (the required time for protection actuation has to be shorter than 70 ms).

References

- [1] Marek A.: *Wybrane zagadnienia ochrony ziemnozwarciowej w sieciach dołowych*, "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2012, 1: 13–20.
- [2] European Standard EN 61557-8: 2015 *Electric safety in low voltage power grids of alternative voltages 1 kV and direct voltages up to 1.5 kV – Devices provided to inspect, measure or monitor the protection means. Part 8: Devices to monitor insulation condition in IT networks*.
- [3] Polska Norma PN-G-42040: *Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej. Zabezpieczenia upływowe. Wymagania i badania*, 1996.
- [4] *Przełącznik mikroprocesorowy sterowniczo-zabezpieczeniowy typu PM-2* – Instrukcja obsługi, Invertim, Otwock Mały 2013.
- [5] Marek A.: *Wybrane zagadnienia centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym*, EMTECH, Katowice 2014: 82–91.

*ADAM MAREK, Ph.D., Eng.
Department of Electrical Engineering
and Industrial Automation
Faculty of Mining and Geology
Silesian University of Technology
ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland
Adam.Marek@polsl.pl*

ADAM MAREK

Analiza działania centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym pracujących w układzie omomierza szeregowego

W artykule przedstawiono zagadnienia dotyczące właściwości, a w szczególności odporności centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym na zakłócenia sieciowe. Wykazano podatność centralnych zabezpieczeń upływowych na tego typu zakłócenia (szczególnie w przypadku zastosowania źródeł prądowych o małych prądach znamionowych).

Słowa kluczowe: centralne zabezpieczenie upływowe (CZU), rezystancja doziemna, pojemność doziemna, diodowa bariera ochronna

1. WPROWADZENIE

W dołowej sieci kopalnianej jako środki monitorujące stan izolacji sieci stosowane są: zabezpieczenia upływowe, zabezpieczenia blokujące oraz układy do kontroli ciągłości uziemienia. Zabezpieczenia upływowe kontrolują stan izolacji sieci pracującej pod napięciem. W przypadku obniżenia się rezystancji doziemnej R_d poniżej wartości progowej (zgodnej z określoną normą [2, 3]) zadaniem takiego zabezpieczenia jest wyłączenie (bądź sygnalizacja) uszkodzonego fragmentu sieci. Dostępne na rynku rozwiązania zabezpieczeń upływowych można podzielić na dwie grupy: zabezpieczenia oparte na stałym źródle pomocniczym oraz zabezpieczenia oparte na przemiennym źródle pomocniczym. Większość dostępnych na rynku zabezpieczeń upływowych opiera się na stałym źródle pomocniczym. Spotyka się zarówno zabezpieczenia oparte na stałym napięciu pomocniczym, jak i zabezpieczenia oparte na stałym prądzie pomocniczym. Niezależnie od zastosowanego rodzaju źródła pomocniczego spotyka się rozwiązania pracujące w układzie omomierza szeregowego lub w układzie omomierza równoległego.

W zabezpieczeniach opartych na stałym napięciu pomocniczym pracujących w układzie omomierza szeregowego (rys. 1a) wielkością mierzoną jest prąd i_p .

Informację o nim uzyskuje się na podstawie spadku napięcia u_b na boczniku R_b . Wówczas wartość rezystancji doziemnej R_d opisana jest zależnością:

$$R_d = \frac{E_p}{I_p} - (R'_p + R''_p + R_b) \quad (1)$$

gdzie:

R_d – wartość rezystancji doziemnej [W],

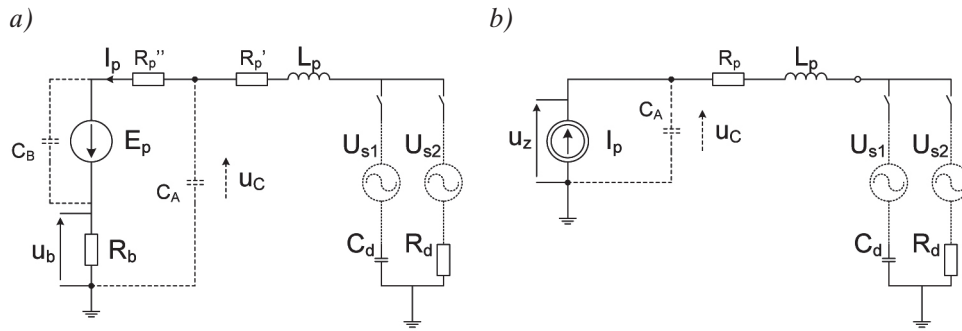
E_p – wartość napięcia źródła pomocniczego zabezpieczenia upływowego [V],

I_p – wartość średnia prądu pomiarowego zabezpieczenia upływowego [A],

$R_p = R'_p + R''_p$ – wartość zastępczej rezystancji szeregowej zabezpieczenia upływowego [W].

Przedstawiony na rysunku 1a schemat uwzględnia ponadto inne elementy związane z zabezpieczeniem upływowym: elementy filtrujące (pojemności C_A i C_B), indukcyjność szeregową L_p oraz pozostałe elementy związane z siecią zasilającą (zastępcza pojemność doziemna C_d i zastępcze napięcie zakłócające U_s).

W alternatywnym rozwiązaniu (rys. 1b) zabezpieczenie upływowe opiera się na stałym prądzie pomocniczym I_p , a wielkością mierzoną jest napięcie u_z na zaciskach zasilania. Przykładowym zabezpieczeniem bazującym na stałym prądzie pomocniczym pracującym w układzie omomierza szeregowego jest



Rys. 1. Uproszczony schemat zastępczy zabezpieczenia upływowego pracującego w układzie omomierza szeregowego opartego na: a) stałym napięciu pomocniczym; b) stałym prądzie pomocniczym

zabezpieczenie PM-2 [4]. Wówczas stan izolacji sieci opisany jest zależnością [1]:

$$R_d = \frac{U_z}{I_p} - R_p \quad (2)$$

gdzie:

U_z – wartość średnia napięcia pomiarowego zabezpieczenia upływowego [V],

I_p – wartość prądu pomocniczego zabezpieczenia upływowego [A].

W bieżącym artykule zostaną przedstawione badania koncentrujące się na określeniu właściwości zabezpieczeń upływowych opartych na stałym prądzie pomocniczym pracujących w układzie omomierza szeregowego oraz wrażliwości tego typu zabezpieczeń na występujące czynniki zakłócające ich pracę w odniesieniu do obowiązujących norm górniczych.

2. MODEL BADAWCZY

Założono, że do badań symulacyjnych należy przyjąć uproszczony schemat, który będzie uwzględniał zarówno najważniejsze elementy samego zabezpieczenia upływowego opartego na stałym prądzie pomocniczym, a także najważniejsze parametry sieci elektrycznej. Przyjęcie takiego rozwiązania pozwala obserwować zachowanie badanego zabezpieczenia upływowego: na załączenie układu do sieci, na pojawiające się zmiany rezystancji i pojemności doziemnej w badanej sieci oraz na generowane zakłócenia w stacjach przejściowych. Analiza otrzymanych wyników pozwoli ocenić poprawność reakcji tego typu zabezpieczeń na zaistniałe sytuacje. Będzie również można określić ich odporność na pojawiające się w tych stacjach zakłócenia. Wnioski z przeprowadzonych badań

pozwolą ocenić przydatność zabezpieczeń upływowych opartych na stałym prądzie pomocniczym do pracy w kopalnianych sieciach niskiego napięcia.

Uproszczony schemat zastępczy zabezpieczeń upływowych opartych na stałym prądzie pomocniczym został przedstawiony na rysunku 2. Na schemacie tym można wyróżnić część reprezentującą najważniejsze elementy zabezpieczenia upływowego (CZU) oraz część reprezentującą najważniejsze zastępcze parametry badanej sieci (ZPS).

Do zabezpieczenia upływowego zalicza się źródło prądu pomocniczego I_p , rezystor i dławik szeregowy (R_p , L_p), kondensator filtrujący C_A oraz ogranicznik napięcia występujący w postaci diodowej bariery ochronnej (DBO), w którego skład wchodzi: rezystory R_{b1} , R_{b2} oraz zespół diod stabilizacyjnych (Zenera) D_{z1} , D_{z2} . Sieć, w której dochodzi do różnych stanów awaryjnych, reprezentowana jest przez zastępczą rezystancję i pojemność doziemną (R_d , C_d) oraz zastępcze napięcie zakłócające U_s .

Ponadto na schemacie tym:

- u_z – chwilowa wartość napięcia pomiarowego zabezpieczenia upływowego [V],
- u_1 – chwilowa wartość zastępczego napięcia wejściowego zabezpieczenia [V].

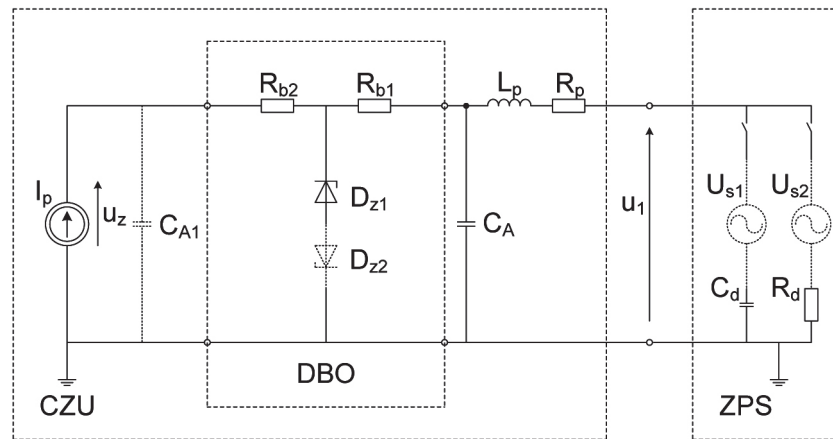
Stan izolacji sieci jest wówczas opisany zależnością:

$$R_d = \frac{U_z}{I_p} - (R_p + R_{b1} + R_{b2}) \quad (3)$$

Czułość napięciowa pomiaru rezystancji doziemnej:

$$\Delta U_z = \Delta R_d I_p \quad (4)$$

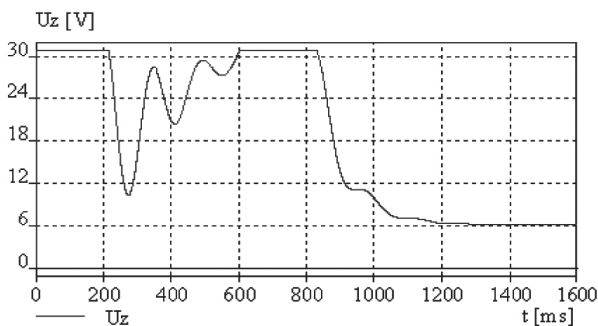
Z relacji (4) wynika, że przyrost napięcia mierzonego jest liniowo zależny od przyrostu rezystancji doziemnej R_d oraz prądu pomocniczego I_p .



Rys. 2. Uproszczony schemat zastępczy zabezpieczenia upływowego opartego na stałym prądzie pomocniczym (układ omomierza szeregowego) przyjęty do badań symulacyjnych

3. BADANIA SYMULACYJNE

Na podstawie schematu przedstawionego na rysunku 2 przeprowadzono szereg badań symulacyjnych z wykorzystaniem programu symulacyjnego TCAD. Założono: $U_s = 500$ V, $R_p = 4$ k Ω , $R_{b1} = 10$ k Ω , $R_{b2} = 1,2$ k Ω , $C_A = 3$ μ F, $L_p = 340$ H, $I_p = 0,2$ mA. Pierwszy przypadek (rys. 3) pokazuje pracę zabezpieczenia podczas symetrycznego załączenia go w chwili $t = 0,2$ s do sieci rozległej ($C_d = 3$ μ F) i następnie pojawienie się trójfazowego symetrycznego obniżenia rezystancji doziemnej R_d do wartości 15 k Ω (w chwili $t = 0,8$ s). Dla przyjętych parametrów wartość napięcia progowego (odpowiadającego rezystancji progowej 15 k Ω dla sieci 500 V), poniżej którego powinno nastąpić zadziałanie zabezpieczenia upływowego, wynosi około 6 V. Podczas załączenia zabezpieczenia do sieci w napięciu pomiarowym u_z pojawiają się oscylacje wywołane przez układ rezonansowy (L_p , C_A , C_d , R_p , R_d).

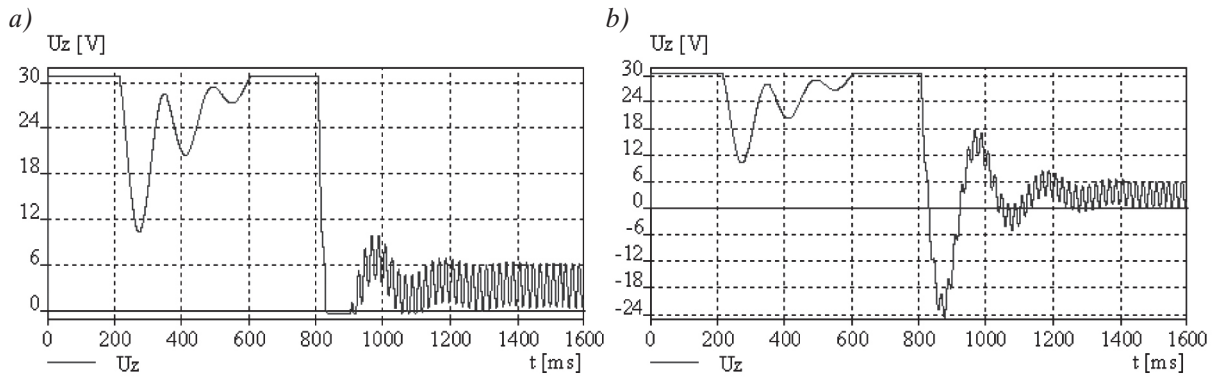


Rys. 3. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i symetryczne trójfazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 15$ k Ω ($t = 0,8$ s) w sieci rozległej ($C_d = 3$ μ F)

W rozpatrywanej sieci podczas załączania zabezpieczenia do sieci nie powinno dochodzić do przypadków zbędnego zadziałania zabezpieczenia upływowego, ze względu na to, że mierzone napięcie u_z nie osiąga wartości mniejszych od wartości progowej (6 V). Tego typu problemy mogą natomiast pojawiać się w przypadku załączania tego typu zabezpieczeń upływowych do sieci 1000 V [5]. Badania symulacyjne wykazały, że napięcie pomiarowe osiąga wartość oczekiwaną.

Kolejne dwie symulacje (rys. 4a, b) dotyczą podłączenia do sieci rozległej ($C_d = 3$ μ F) zabezpieczenia upływowego w chwili $t = 0,2$ s oraz wystąpienia jedno-fazowego obniżenia rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1$ k Ω w chwili $t = 0,8$ s. Różnica pomiędzy symulowanymi układami tkwiła w zastosowaniu diodowej bariery ochronnej zawierającej jedną bądź dwie przeciwnie załączone diody stabilizacyjne (rys. 2). Użycie jednej diody stabilizacyjnej przyczynia się do zmniejszenia napięcia zakłócającego w napięciu pomiarowym U_z ze względu na ograniczenie minimalnej wartości napięcia pomiarowego do napięcia przewodzenia diody (rys. 4a). Zastosowanie dwóch diod stabilizacyjnych powoduje zwiększenie składowej rezonansowej (wynikającej z istnienia obwodu drgającego) w napięciu pomiarowym u_z (rys. 4b).

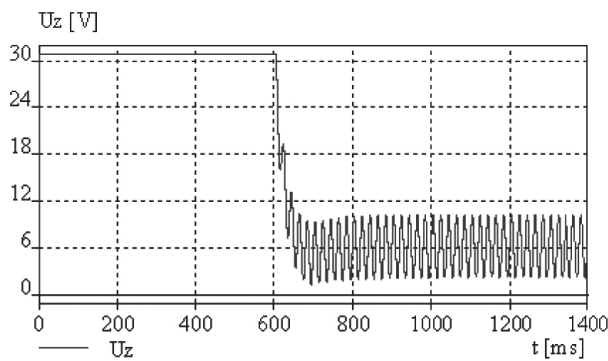
Zwiększenie rezystancji doziemnej do wartości nastawczej zabezpieczenia upływowego ($R_d = 15$ k Ω) w rozległej sieci kopalnianej ($C_d = 3$ μ F) ogranicza wartość międzyszczytową składowej zmiennej (o częstotliwości sieciowej). W tych warunkach nie ma problemu z pojawieniem się chwilowych wartości napięcia pomiarowego u_z mniejszych od zera.



Rys. 4. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1$ kW ($t = 0,8$ s) w rozległej sieci ($C_d = 3 \mu F$):

a) z jedną; b) z dwoma diodami stabilizacyjnymi

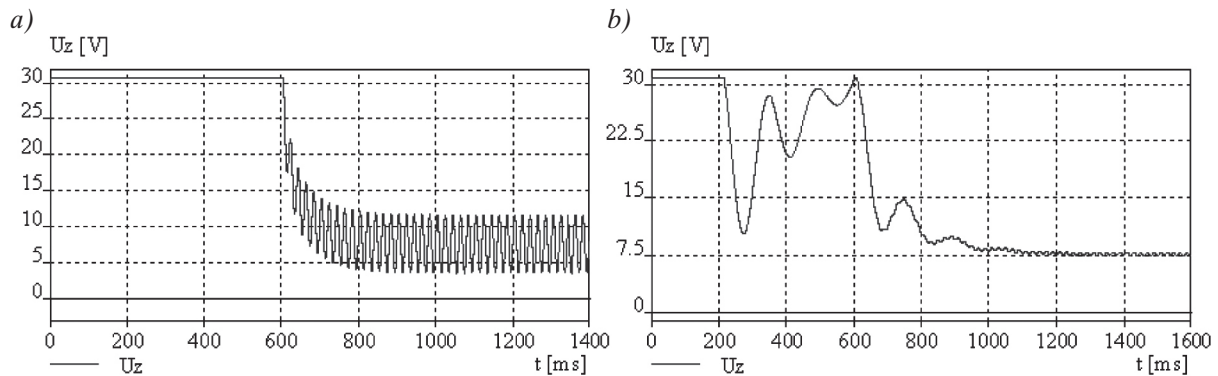
Problem ten nie pojawia się również w sytuacji, gdy zabezpieczenie pracuje w krótkiej sieci, czyli przy niewielkiej pojemności doziemnej ($C_d = 30$ nF). Sytuację taką obrazuje przebieg napięcia pomiarowego przedstawiony na rysunku 5.



Rys. 5. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 15$ kW ($t = 0,6$ s) w sieci krótkiej ($C_d = 30$ nF) z jedną diodą stabilizacyjną

W przebiegach napięć pomiarowych u_z nie występują oscylacje po załączeniu zabezpieczenia upływowego do sieci. Jednak przy małych pojemnościach doziemnych ($C_d = 30$ nF), po obniżeniu się wartości rezystancji doziemnej R_d do 15 kW, wzrasta wartość międzyszczytowa przebiegu napięcia pomiarowego.

Zwiększenie rezystancji doziemnej do 150% wartości progowej ($R_d = 22,5$ kW) powoduje wzrost średniej wartości napięcia pomiarowego (w stosunku do wartości napięcia progowego zadziałania zabezpieczenia upływowego). W tych warunkach nie występuje więc problem z obniżaniem się chwilowych wartości napięcia pomiarowego poniżej zera (rys. 6a, b). Jednocześnie chwilowa wartość napięcia pomiarowego osiąga przez określony przedział czasu wartości mniejsze od wartości progowej. W związku z tym w warunkach tych konieczne jest dodatkowe (analogowe lub cyfrowe) filtrowanie napięcia zakłócającego w celu wyeliminowania możliwości błędnego zadziałania zabezpieczenia.

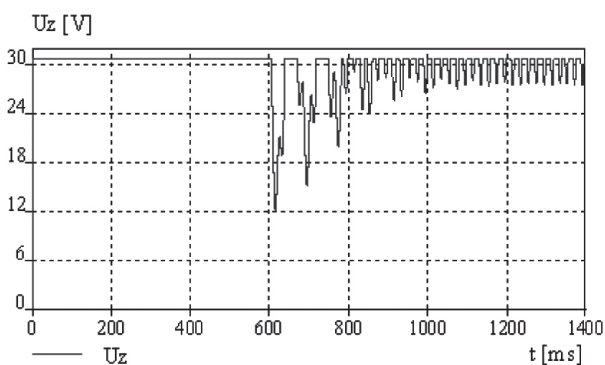


Rys. 6. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 22,5$ kW ($t = 0,6$ s): a) w sieci krótkiej ($C_d = 30$ nF);

b) w sieci rozległej ($C_d = 3 \mu F$)

Zgodnie z normą PN-G-42040 [3], obniżenie się rezystancji doziemnej R_d do 150% wartości progowej zadziałania zabezpieczenia upływowego (dla sieci 500 V, $R_d = 22,5 \text{ k}\Omega$), przy maksymalnej pojemności doziemnej C_d ($3 \text{ }\mu\text{F}$), nie powinno spowodować jego zadziałania. Z rysunku 6b wynika, że chwilowe wartości napięcia pomiarowego u_z są zawsze większe od 6 V. Wobec tego wspomniane wymaganie normy zostanie spełnione.

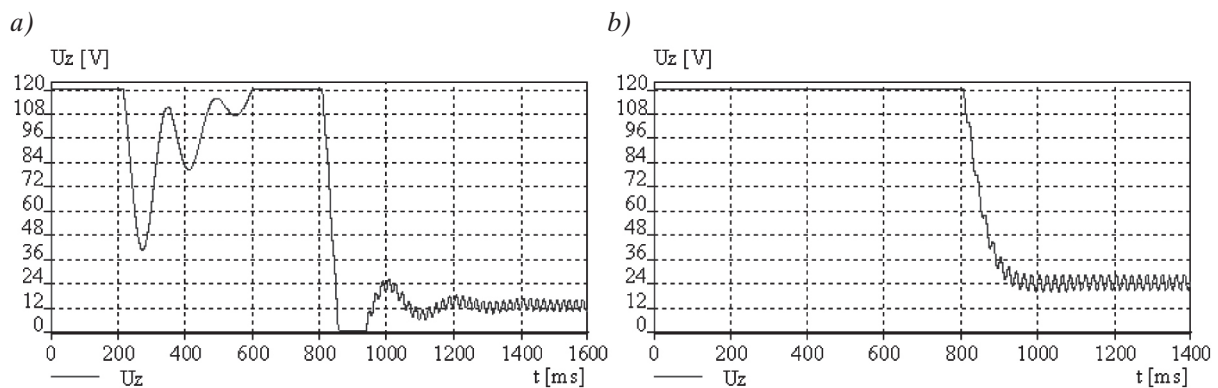
Norma PN-G-42040 [3] przewiduje, że w przypadku załączenia (wyłączenia) niesymetrycznej linii o pojemności fazowej wynoszącej połowę maksymalnej doziemnej pojemności fazowej ($0,5 \text{ }\mu\text{F}$) nie powinno dojść do zadziałania zabezpieczenia upływowego. Otrzymany przebieg napięcia pomiarowego u_z (rys. 7) sugeruje, że we wspomnianych warunkach nie powinno dochodzić do błędnego zadziałania zabezpieczenia. Dodatkowo zastosowanie odpowiednio dużej pojemności C_A powoduje, że minimalna wartość napięcia pomiarowego jest znacznie większa od wartości progowej.



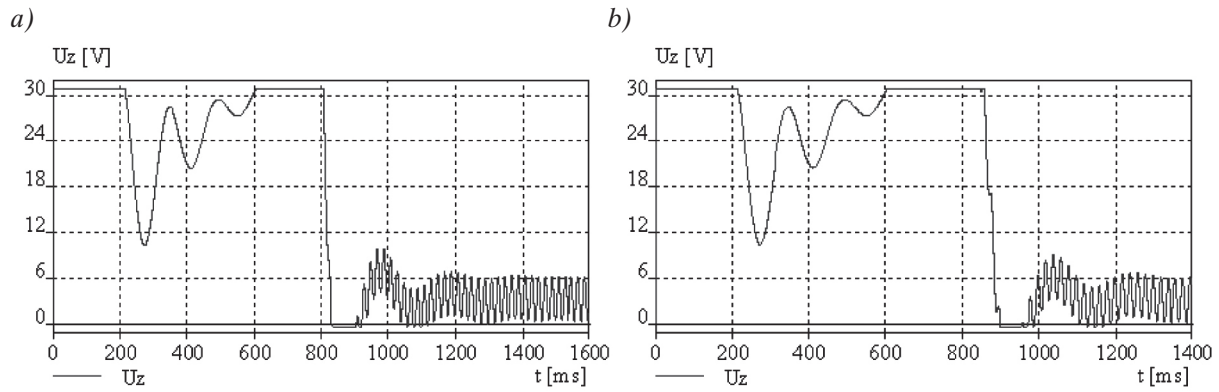
Rys. 7. Załączenie ($t = 0,6 \text{ s}$) połowy maksymalnej jednofazowej pojemności doziemnej ($C_d = 0,5 \text{ }\mu\text{F}$) do zabezpieczenia upływowego z jedną diodą stabilizacyjną

Wrażliwość zabezpieczenia upływowego na składową zakłóceniovą zależna jest także od wartości prądu źródła pomocniczego I_p . Wzrost wartości prądu I_p przyczynia się do zmniejszenia względnego udziału składowej zakłóceniovą w napięciu pomiarowym u_z (rys. 8a, b) zarówno w przypadku obniżenia rezystancji doziemnej do wartości $1 \text{ k}\Omega$, jak i do wartości $15 \text{ k}\Omega$. Zastosowanie zabezpieczenia upływowego z większym prądem pomocniczym I_p wymaga zastosowania szeregowego połączenia diod stabilizacyjnych.

Zgodnie z normą PN-G-42040 [3] w sieciach o napięciu do 500 V (włącznie) czas zadziałania zabezpieczenia upływowego (w przypadku obniżenia się rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1 \text{ k}\Omega$) powinien być nie dłuższy niż $0,1 \text{ s}$. Czas reakcji zabezpieczenia upływowego na pojawiające się zaburzenie w układzie pomiarowym zależy przede wszystkim od momentu pojawienia się tego zaburzenia w odniesieniu do chwilowych wartości napięć sieci zasilającej. Sytuację taką obrazują przedstawione na rysunku 9 przebiegi napięcia pomiarowego. W zależności od momentu pojawienia się zaburzenia zmienia się faza początkowa zastępczego napięcia zakłócającego φ . Opóźnienie wywołane momentem pojawienia się zaburzenia w obwodzie pomiarowym osiąga największe wartości w przypadku, gdy początkowa faza zastępczego napięcia zakłócającego wynosi $\varphi = 0^\circ$ (rys. 9b), zaś przy kącie $\varphi = 180^\circ$ opóźnienie reakcji zabezpieczenia upływowego na powstałe zaburzenie jest najkrótsze (rys. 9a). W najniekorzystniejszych warunkach opóźnienie to wynosi około 50 ms . Wydaje się więc, że w przypadku sieci 500 V czas zadziałania zabezpieczenia (w reakcji na obniżenie się rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1 \text{ k}\Omega$) powinien być krótszy od wymaganych 100 ms .



Rys. 8. Symetryczne załączenie ($t = 0,2 \text{ s}$) zabezpieczenia upływowego pracującego z $I_p = 1 \text{ mA}$ i w układzie z jedną diodą stabilizacyjną, gdzie w chwili $t = 0,8 \text{ s}$ nastąpiło jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do: a) wartości $R_d = 1 \text{ k}\Omega$ w sieci rozległej ($C_d = 3 \text{ }\mu\text{F}$); b) wartości $R_d = 15 \text{ k}\Omega$ ($t = 0,8 \text{ s}$) w sieci krótkiej ($C_d = 30 \text{ nF}$)



Rys. 9. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1$ kW ($t = 0,8$ s) w rozległej sieci ($C_d = 3$ μ F) z jedną diodą stabilizacyjną i fazą początkową zastępczego napięcia zakłócającego u_s : a) $\varphi = 180^\circ$; b) $\varphi = 0^\circ$

Większe problemy ze spełnieniem tego punktu normy mogą pojawić się w przypadku pracy tego typu zabezpieczeń w sieciach 1000 V [5].

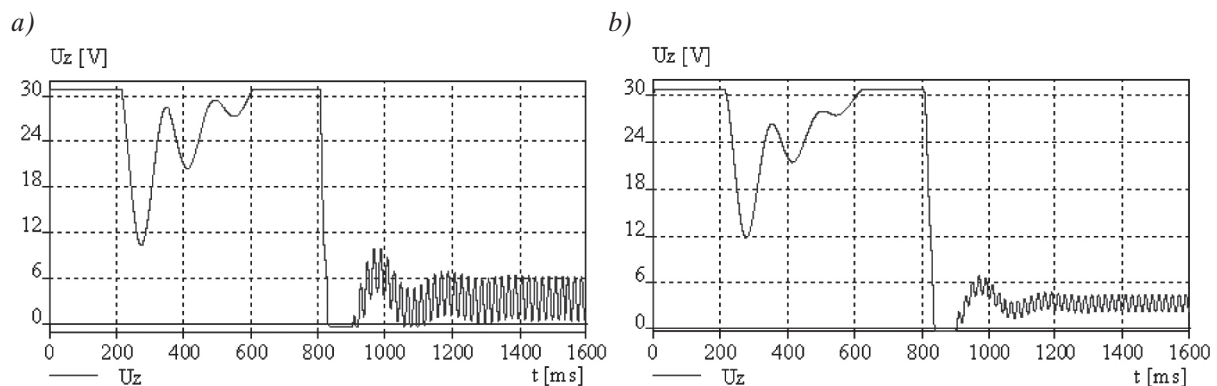
Poza składową stałą w przedstawionych przebiegach napięć pomiarowych uwidacznia się występowanie składowej zmiennej ustalonej i przejściowej. Parametry składowych zmiennych (częstotliwość, amplituda, tłumienie) zależą od parametrów sieci (R_d , C_d , U_s) oraz od parametrów zabezpieczenia upływowego (L_p , R_p , R_b , C_A). Istotny wpływ na amplitudę oscylacji składowej zmiennej w układzie pomiarowym ma miejsce włączenie kondensatora (bądź kondensatorów) filtrującego C_A w układzie pomiarowym. Na rysunku 10 zilustrowano przebiegami napięcia pomiarowego u_z rozwiązania, w których zastosowano kondensatory o łącznej pojemności $C_A = 3$ μ F. W pierwszym przypadku (rys. 10a) zastosowano jeden kondensator filtrujący na wejściu diodowej bariery ochronnej, zaś w drugim przypadku (rys. 10b) dwa kondensatory filtrujące: jeden na wyjściu (C_{A1}), a drugi

na wejściu (C_A) diodowej bariery ochronnej. Otrzymane wyniki symulacji wskazują, że znacznie lepsze efekty tłumienia składowej zmiennej w napięciu pomiarowym daje rozwiązanie, w którym zastosowano dwa kondensatory filtrujące (rys. 10b).

4. PODSUMOWANIE

W artykule skupiono się na podatności zabezpieczeń upływowych, opartych na stałym prądzie pomocniczym I_p , na zakłócenia pojawiające się w sieci: w wyniku obniżenia się rezystancji doziemnej oraz podczas procesów łączeniowych.

Przeprowadzone badania symulacyjne wykazały, że podczas załączania zabezpieczenia upływowego do sieci pojawia się napięcie zakłócające, którego wartość uzależniona jest od wartości pojemności doziemnej sieci C_d .



Rys. 10. Symetryczne załączenie zabezpieczenia upływowego ($t = 0,2$ s) i jednofazowe obniżenie rezystancji doziemnej do wartości $R_d = 1$ kW ($t = 0,8$ s) w rozległej sieci ($C_d = 3$ μ F) z jedną diodą stabilizacyjną dla $\varphi = 180^\circ$: a) z jednym kondensatorem $C_A = 3$ μ F na wejściu bariery diodowej; b) z dwoma kondensatorami: $C_{A1} = 1$ μ F na wyjściu układu pomiarowego i $C_A = 2$ μ F na wejściu bariery diodowej

W przypadku rozległych sieci ($C_d = 3 \mu\text{F}$) uwidoczni się to w przebiegu napięcia pomiarowego u_z w postaci oscylacyjnego stanu przejściowego. W efekcie napięcie pomiarowe u_z może osiągnąć wartości mniejsze od napięcia progowego. W przypadku sieci 500 V wyniki badań symulacyjnych sugerują, że nie powinny pojawiać się tego typu problemy (dla $R_d = 15 \text{ k}\Omega$ wartość napięcia progowego wynosi około 6 V, zob. rys. 3), ale mogą się one pojawić w przypadku pracy zabezpieczeń upływowych w sieciach 1000 V [5]. Wystąpienie takiej sytuacji mogłoby powodować zbędne zadziałanie zabezpieczenia upływowego. Omawiane zaburzenie uzależnione jest od zastępczej wartości pojemności doziemnej sieci i w przypadku krótkich sieci ($C_d = 30 \text{ nF}$) nie odnotowuje się znaczących zmian przebiegu napięcia pomiarowego podczas procesu łączeniowego. Tym samym zabezpieczenia upływe pracujące w krótkich sieciach mają mniejszą podatność na przypadki zbędnego zadziałania zabezpieczenia upływowego wskutek zakłóceń łączeniowych.

Wartości pojemności doziemnych C_d mają również wpływ na przebieg składowej zakłóceńowej w napięciu pomiarowym u_z , które pojawia się podczas obniżenia rezystancji doziemnej R_d . Na przebieg napięcia pomiarowego szczególnie niekorzystnie wpływają wtedy sieci krótkie (o małej pojemności doziemnej C_d). Jak wykazano, w przebiegu tym pojawiają się napięcia zakłócające o względnie dużych amplitudach. Zastosowanie zabezpieczeń upływowych opartych na diodowych barierach ochronnych z jedną diodą stabilizacyjną może prowadzić do błędnego (zawyżonego) określenia wartości rezystancji doziemnej R_d [5]. Taki problem może pojawić się głównie w sieciach 1000 V. W sieciach 500 V tego typu problem w najbardziej interesującym zakresie wartości rezystancji doziemnych R_d ($R_d = 15 \div 22,5 \text{ k}\Omega$) z pomiarowego punktu widzenia (ze względu na obowiązujące normy) nie istnieje (rys. 5 i 6).

Przeprowadzone badania wykazały, że zabezpieczenia upływe oparte na większym prądzie pomocniczym (0,8 mA) charakteryzowały się większą odpornością na zakłócenia (rys. 9a, b). Zwiększenie wartości prądu pomocniczego I_p pozwoliło (przy rezystancji progowej $R_d = 15 \text{ k}\Omega$) zwiększyć minimalną, chwilową wartość napięcia pomiarowego u_z (rys. 9b) i uniknąć dzięki temu sytuacji, w której dochodziłoby do zawyżania pomiaru wartości rezystancji doziemnej R_d (w sytuacji, w której napięcie pomiarowe u_z osiągałoby wartości ujemne).

Zabezpieczenia upływe w sieciach 500 V są mniej podatne na zakłócenia w obwodzie pomiarowym (wynikające z procesów łączeniowych i zakłóceń sieciowych), które mogłyby prowadzić do ich nieprawidłowego zadziałania (rys. 3, 5 i 7). Tego typu zakłócenia mogą natomiast wpływać na prawidłowe funkcjonowanie zabezpieczeń pracujących w sieciach 1000 V (w przebiegu napięcia pomiarowego pojawiają się przedziały czasu, kiedy napięcie to jest mniejsze od napięcia progowego zadziałania zabezpieczenia upływowego) [5]. Ograniczenie wartości amplitud składowej zmiennej w przebiegu napięcia pomiarowego można dodatkowo osiągnąć przez zastosowanie dwóch kondensatorów filtrujących: na wejściu i wyjściu diodowej bariery ochronnej (rys. 10).

Przeanalizowano trzy aspekty zgodności działania zabezpieczenia upływowego z normą górniczą PN-G-42040 [3]:

- 1) Załączenia rezystancji doziemnej o wartości 1,5 razy większej od wartości rezystancji progowej dla krótkich sieci. Przeprowadzone symulacje (rys. 6a) wskazują, że nie powinny pojawiać się zbędne zadziałania zabezpieczenia upływowego. Nie powinno być problemu ze spełnieniem wymagania tego punktu normy.
- 2) Załączenia rezystancji doziemnej o wartości 1,5 razy większej od wartości rezystancji progowej dla rozległych sieci kopalnianych. Przeprowadzone symulacje (rys. 6b) wskazują, że nie powinno być problemu ze spełnieniem wymagania tego punktu normy.
- 3) Załączenia – wyłączenia połowy maksymalnej fazowej pojemności doziemnej, przy nieskończonej dużej rezystancji izolacji sieci ($R_d = 8$). Wyniki symulacji (rys. 7) wskazują, że nie powinno być problemu ze spełnieniem wymagania tego punktu normy.

Przedstawione w artykule aspekty pracy zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym wskazują, że nie powinny pojawić się trudności w osiągnięciu wymaganej normą [3] czasu zadziałania zabezpieczenia (w przypadku obniżenia się rezystancji doziemnej w jednej z faz do wartości 1 k Ω wymagany czas zadziałania zabezpieczenia dla sieci 500 V powinien być krótszy od 0,1 s) z jednoczesną dużą odpornością na zakłócenia łączeniowe. Problemy takie mogą natomiast pojawić się w przypadku zabezpieczeń upływowych pracujących w sieciach 1000 V (wymagany czas zadziałania zabezpieczenia ma być wówczas krótszy od 70 ms).

Literatura

- [1] Marek A.: *Wybrane zagadnienia ochrony ziemnozwarciowej w sieciach dołowych*, „Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa” 2012, 1: 13–20.
- [2] European Standard EN 61557-8: 2015 *Electric safety in low voltage power grids of alternative voltages 1 kV and direct voltages up to 1.5 kV – Devices provided to inspect, measure or monitor the protection means. Part 8: Devices to monitor insulation condition in IT networks*.
- [3] Polska Norma PN-G-42040: *Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej. Zabezpieczenia upływowe. Wymagania i badania*, 1996.
- [4] *Przełącznik mikroprocesorowy sterowniczo-zabezpieczeniowy typu PM-2 – Instrukcja obsługi*, Invertim, Otwock Mały 2013.
- [5] Marek A.: *Wybrane zagadnienia centralnych zabezpieczeń upływowych z pomocniczym źródłem prądowym*, EMTECH, Katowice 2014: 82–91.

dr inż. ADAM MAREK

Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej

Wydział Górnictwa i Geologii

Politechnika Śląska

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice

Adam.Marek@polsl.pl

PIOTR CHELUSZKA
MARIAN DOLIPSKI
PIOTR SOBOTA

Significance of cutting process parameters as related to improving dynamic state of roadheader and minimizing power consumption

The process of mechanical excavation, especially that of hard rocks, is very dynamic. This results in heavy loads and vibrations in the cutting system of a roadheader, the drive units of the mechanism related to the excavation process, and the load-carrying structure of the roadheader. The adverse dynamic state that stems from excessive dynamic loads or even overloading will cause a high failure rate in the roadheader and low efficiency of its operational process (high energy consumption, low productivity), thus leading to high costs of driving tunnels using the mining method involving roadheaders. This article presents selected results of extensive computer studies on the impact of cutting process conditions on the dynamic state of a boom-type roadheader equipped with transverse cutting heads and on the energy consumed during the excavation process. On one hand, cutting process conditions result from properties of an excavated rock material and, on the other hand, from process parameter values set up during the excavation of tunnels. Simulation studies conducted using experimentally verified mathematical models made it possible to identify relationships that link dynamic loads of the body of a boom-type roadheader and energy needed for mining to the cutting process parameters of rocks with different compressive strengths. The regulation properties obtained in this way show the possibility of reducing dynamic loads of the roadheader through the proper control of cutting process parameters, including the angular speed of the cutting heads. By equipping the roadheader with a cutting head inverter drive system, it is possible to adjust the speed to the cutting process conditions by changing the supply voltage frequency of an asynchronous motor installed in the roadheader's cutting system.

Key words: roadheader, cutting process, dynamics, simulation studies

1. INTRODUCTION

Research and development work on the automation (robotization) of tunnel excavation in underground mining and civil construction has been conducted for many years [1–3, 8, 9, 16, 17]. The purpose of mining work robotization is to limit or even eliminate the presence of man at the mining site, which should lead to an improvement in worker safety. Optimization of the work process, which is possible due to the automated control of machines, will ensure an in-

creased efficiency in the work and a better use of the technical potential of the machinery and devices. This in turn will allow for a higher productivity (driving progress) and lower cost of this type of mining work to be achieved. The use of autonomous mining robots will cause people's involvement to be limited to the remote monitoring of the machinery and device operation and overseeing the correctness of the work processes carried out by them, alternatively – remote control of only a few technological operations as a teleoperator [10–13].

Boom-type roadheaders are used for driving roadways in underground coal mines and the mining of other rocks with properties similar to coal (mining of salt, potassium, and metal ores such as copper [18]). They are also used for boring communication tunnels and other underground engineering objects such as underground garages or tunnels in water power plants (though to a limited extent) [14, 19, 20]. An important issue related to the work automation of this type of machine is the proper (optimal) control of the cutting process in a working environment that changes over time. This volatility is the result of the geological structure of the rock mass at the mining site – the variable workability of rocks at the cross-sections of tunnels due to the layered structure of the rock mass and variable workability of the rocks over the length of roadways or a tunnel.

The cutting system of a boom-type roadheader is equipped with cutting heads at the end of a movable boom that are relatively small compared to the dimensions of the heading face. Excavation is usually carried out in parallel to the surface of a floor [11]. When deflecting the boom in this plane, the cutting heads make cuts with a particular cross-section area size that correlates to the size of web of cut z and cut height h (Fig. 1). The cutting process is conducted with a certain speed correlated to the angular speed of the cutting heads and their advancement speed v_{OW} .

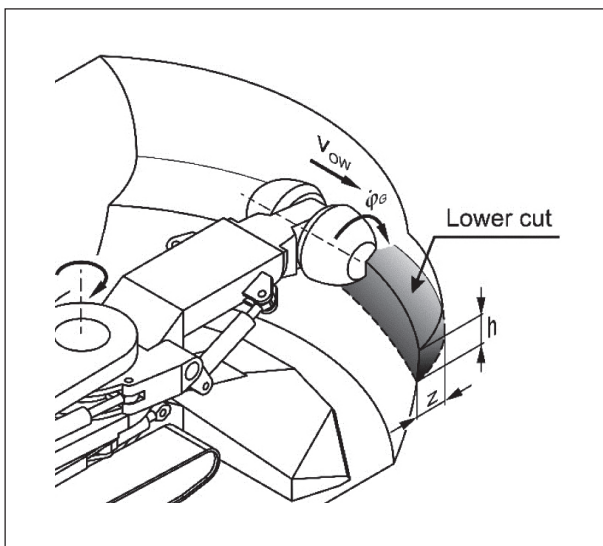


Fig. 1. Process parameters of cutting heading face with boom-type roadheader: z – web of cut, h – cut height, ϕ_G – angular speed of cutting head, v_{OW} – advancement speed of cutting heads

In those boom-type roadheaders that are already in use, an operator manually inputs the web of the cut, cut height, and cutting head advancement speed parameters from his workstation located on a roadheader (and in some cases from a remote workstation). Therefore, it is not possible to adjust these values in an optimal manner. In the cutting system, the cutting head angular speed (correlated to the motor angular speed and gear ratio of a gear transmission) is constant. In some boom-type roadheader designs, it is possible to select one of two cutting head angular speeds – due to switching a two-speed motor or a two-speed gearbox. However, it is impossible to adjust (control) this value to the process conditions during excavation. It would be possible to implement steps of adjustment of the cutting heads' angular speed by using a frequency inverter in the drive of a roadheader's cutting system.

According to the experimental and computer studies results described [4, 7], the reduction of dynamic loads and vibrations in the roadheader's drive units and its load-carrying structure as well as the minimization of power and energy consumption require the appropriate control of parameter values during the cutting process. However, this is only possible after equipping the roadheader with an automatic control system. The starting point for developing an effective operating algorithm of such a system is defining the dynamic state of the roadheader during the cutting process with different associations of parameter values for this process. Basically, these types of studies are only possible with the use of adequate simulation models. They are the basis for making conclusions in regards to the reduction of dynamic loads, vibrations, and energy consumption.

The article describes selected results of extensive simulation studies conducted with the use of experimentally verified original mathematical models that reflect the boom-type roadheader's body dynamics and its operational process. The operation of a cutting heads' inverter drive was reflected in the mathematical model used for computer studies. This allowed us to define the impact of the cutting heads' angular speed on the cutting process characteristics, roadheader's dynamic load, power demand during excavation, and energy consumption. The regulation characteristics obtained during these computer simulations show a correlation of the values describing the roadheader's dynamic load condition and efficiency of the cutting process to the parameters of this process.

2. COMPUTER SIMULATION OF DYNAMIC LOADS IN ROADHEADER'S CUTTING SYSTEM

Simulation studies covered the cutting process carried out with a roadheader equipped with a transverse cutting head inverter drive system. The excavation of rocks with different uniaxial compressive strengths (UCS) within a range of 20 MPa to 70 MPa and brittleness factor of $\kappa = 15$ was examined. The lower cut was simulated, parallel to the floor and with different parameters for this process (Fig. 1).

Due to examining the possibility of controlling the angular speed of the cutting heads depending on the cutting process conditions, the motor shaft dynamic load characteristics in the cutting system and the angular speed obtained for different supply voltage frequencies (different angular speeds of cutting heads) were analyzed. While doing so, the cutting of rock with a uniaxial compressive strength of $R_c = 60$ MPa during the making of a cut with a height of $h = 200$ mm and web $z = 100$ mm was simulated. The advancement speed v_{OW} of the cutting heads was about 150 mm/s. Figure 2 shows the time characteristics mentioned above for two different angular speeds of the cutting heads. As seen above, this speed has a crucial impact on the magnitude and characteristics of the dynamic load. In the case of the lower angular

speed ($\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s, which corresponds to a motor supply voltage frequency of $f = 30$ Hz) in the presented 3.5 second time interval, the cutting heads make three revolutions (a cutting head revolution period of $T_G = 1.13$ s). The mean value of the dynamic load for the motor shaft (M) was, in this case, 1344 Nm (Fig. 2a – red line). It was, therefore, almost 60% higher than the nominal torque value of the motor in the cutting head drive of the roadheader being examined ($M_n = 851$ Nm). The peak value and the amplitude of this load (understood as the range of dynamic load variation) had the following respective values: 3035 Nm and 3305 Nm. The angular speed of the motor ($\dot{\phi}$) oscillated within a range of 67 rad/s to 112 rad/s, with an average value of approximately 90 rad/s (blue line). The increase of the cutting head angular speed to 9.24 rad/s ($f = 50$ Hz), with other cutting parameter values retained at a constant level, resulted in a decrease of about 15% of the motor shaft torque average value in the cutting system (Fig. 2b). Despite the lower value of the average load, the dynamic load variation range increased. The peak value and amplitude were 3282 Nm (+8%) and 4544 Nm (+38%), respectively. The angular speed of the motor was at that time oscillating within a range of 135 rad/s to 174 rad/s, with an average value of approximately 154 rad/s. During those 3.5 s simulations, the cutting heads made more than five revolutions (in this case, the cutting heads' revolution period was $T_G = 0.68$ s).

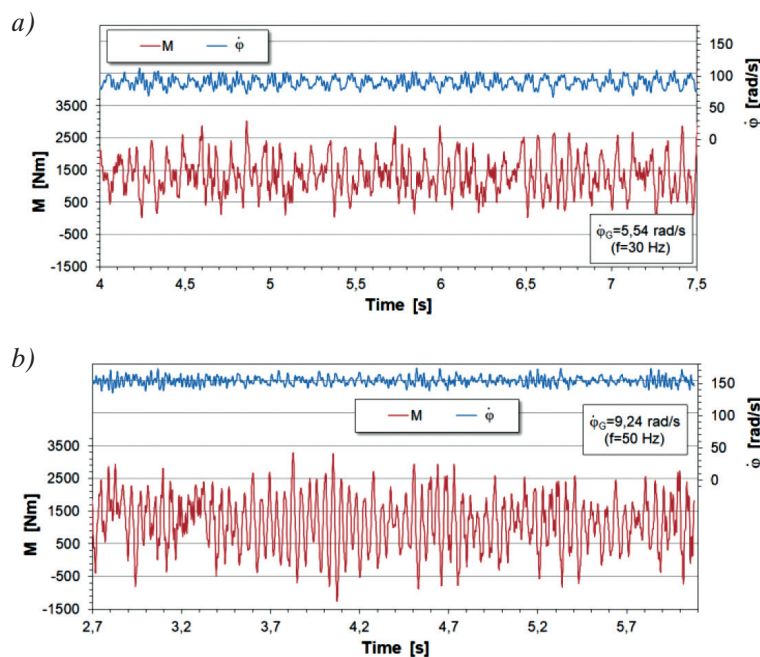


Fig. 2. Dynamic load characteristics of cutting head drive obtained in course of computer simulation of rock excavation with uniaxial compressive strength of $R_c = 60$ MPa at angular speed of cutting heads of:

a) $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s ($f = 30$ Hz); b) $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz)

As shown by the exemplary characteristics, the angular speed of the cutting heads not only influences the magnitude but also the character of the dynamic load. The motor shaft torque characteristics during the cutting process are the result of summing the load characteristics caused by the interaction of picks with undisturbed soil. The load depends on the cutting geometry (size, shape, and sequence of cuts), which results from the speed of picks, among other things. In the case of the higher of the two angular speeds of the cutting heads ($\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s), a beat effect is clearly visible. This phenomenon occurs due to the overlapping of vibrations with very similar frequencies [15]. The conducted spectral analysis of the motor shaft dynamic load characteristics in the cutting system for both examined angular speeds of the cutting heads showed the occurrence of two main components of vibrations (Fig. 3). For the cutting heads' angular speed of 5.54 rad/s, these components have a frequency of 66.6 rad/s and 132.6 rad/s (Fig. 3a). The frequency of the first one is 12 times higher than the rotational frequency of the cutting heads (their angular speed). This results from the layout of the picks on the cutting head (the picks are placed along 12 helices with a small helix angle). It is, therefore, a helix frequency. The frequency of the second determined motor shaft vibration component is similar to one of the natural vibrations frequencies of the analyzed system. The increase of the cutting head angular speed (due to changing the motor voltage frequency of the cutting

heads' drive) caused an increase in the helix frequency (Fig. 3b). In the case where $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s, the value of this frequency is 110.6 rad/s. The frequency of the second component of vibrations (138.2 rad/s) corresponds to, as previously, the natural vibration frequency of the examined roadheader's system. As seen above, the difference between the frequencies of the two vibration components is, in this case, just 27.6 rad/s (~ 4 Hz). The result of similar frequencies of the dominant vibration components is the effect of the beat shown in Fig. 2b.

The dynamic character of the rock-cutting process causes the body of the roadheader (boom, turntable, main frame) and the boom deflection mechanisms to be exposed to strong forced vibrations transmitted via the constraints of particular components of the roadheader (Fig. 4). A particularly high variation is attributed to the dynamic load of the boom lifting actuators P_{SP} , which are responsible for keeping the cutting heads at the set height while they move in parallel to the floor. While excavating with a cutting head angular speed of $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s (red line in Fig. 4a), the load had a range of -580 to -123 kN (minus means that these actuators are being extended while making a lower cut). The average value of this load is -276 kN. An increase in the cutting head angular speed to 9.24 rad/s caused the dynamic load of the boom lifting actuators to drop by approximately 20% (Fig. 4b). In this case, the load changed within a range of -510 kN to -61 kN (with an average value of -225 kN).

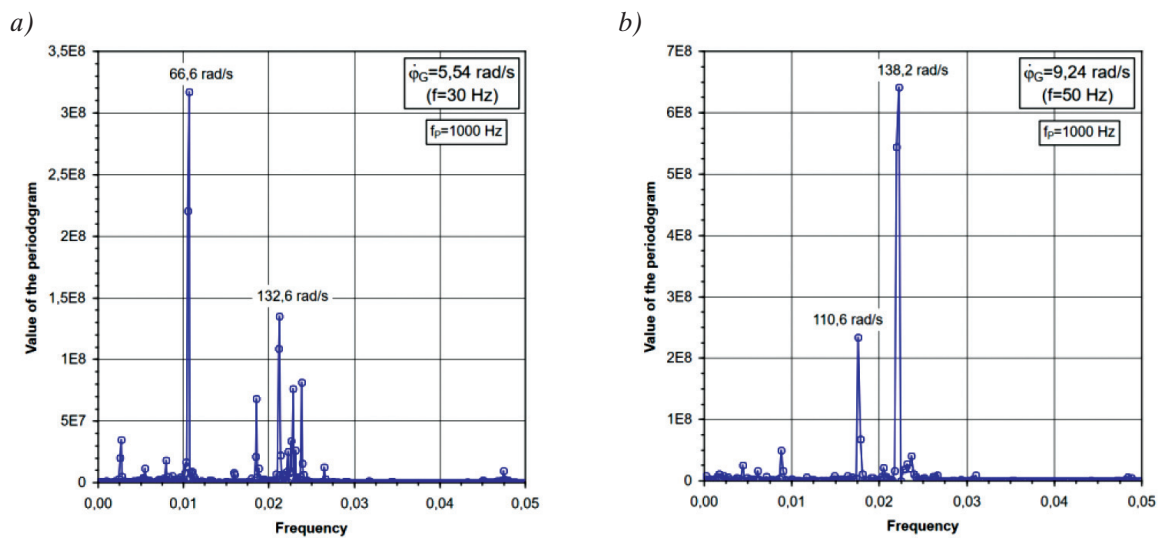


Fig. 3. Amplitude and frequency characteristics of motor shaft dynamic load in cutting heads' drive obtained in course of computer simulation of rock excavation at angular speeds of cutting heads of:
a) $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s ($f = 30$ Hz; b) $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz) (f_p – signal sampling frequency)

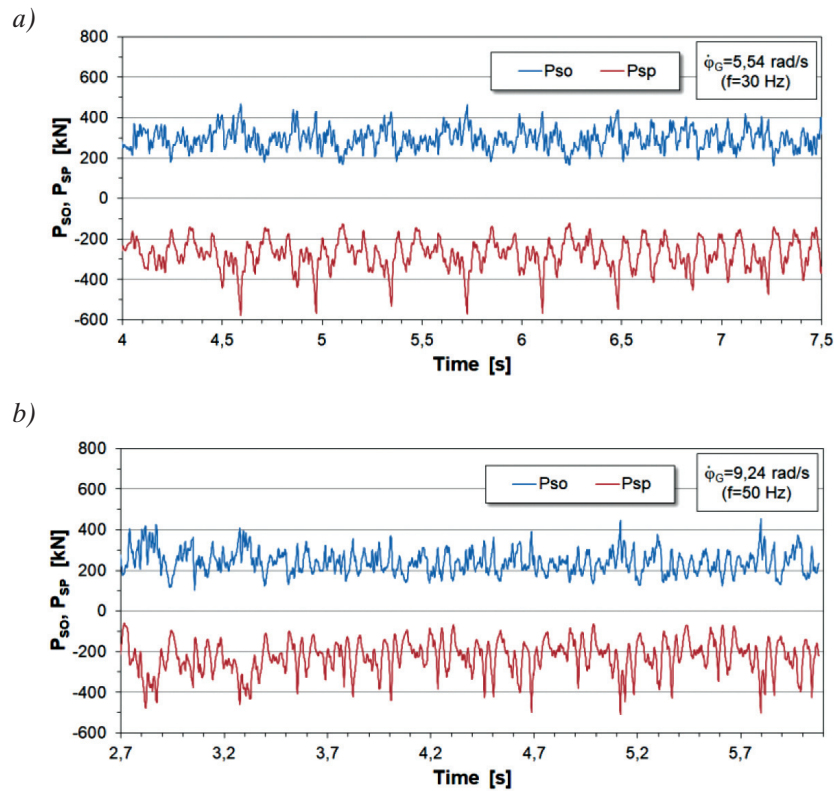


Fig. 4. Dynamic load characteristics of boom lifting and swing actuators obtained in course of computer simulation of rock excavation with uniaxial compressive strength of $R_c = 60$ MPa at angular speed of cutting heads of: a) $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s ($f = 30$ Hz); b) $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz)

In a similar way to the boom lifting actuators, the cutting head angular speed has a significant effect on the boom deflection mechanism actuators in a plane parallel to the floor P_{SO} (blue lines in Fig. 4). For the smaller of the examined angular speeds of the cutting heads, the average value of this load was 296 kN (Fig. 4a). An increase in the cutting head angular speed to 9.24 rad/s caused the average value of this load to drop by approximately 20% (Fig. 4b). Despite this, the dynamic load peak value of the boom swinging actuator did not change significantly, as it was 468 kN for $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s and 454 kN (−3%) for $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/sec (−3%). The vibration amplitude of the dynamic load of the actuator in the boom swinging mechanism was 307 kN for $\dot{\phi}_G = 5.54$ rad/s and 350 kN for $\dot{\phi}_G = 9.24$ rad/s respectively. As seen above, an increase in the cutting head angular speed resulted in an increase in the dynamic load variation range for this mechanism. As with the dynamic load of the cutting head drive, one can also observe the influence of cutting head angular speed on the dynamic load characteristics of the boom deflection mechanisms here.

3. INFLUENCE OF CUTTING PROCESS CONDITIONS ON DYNAMIC LOAD OF BOOM-TYPE ROADHEADER AND ENERGY CONSUMED DURING THIS PROCESS

This chapter covers the issue of the proper adjustment of the cutting head movement speed during the cutting of rocks with particular UCS and with a set web and cut height. The angular speed of cutting heads $\dot{\phi}_G$ and their advancement speed v_{OW} have a significant influence on the dynamic load of the roadheader's cutting system and the energy consumed during the mining process (Figs. 5 and 6). In order to show the influence of rock workability on this type of load, rock cutting with a rather strongly differentiated uniaxial compressive strength ($R_c = 20$ MPa and 70 MPa) was examined. Computer simulations covered making the lower cut with a height of $h = 200$ mm and web of $z = 100$ mm with six different angular speeds of cutting heads $\dot{\phi}_G$ and their advancement speed within a wide range of 40 mm/s to 390 mm/s (correlated to the technical capabilities of the examined roadheader).

Due to the fact that the simulation studies covered an inverter drive system (equipped with a frequency inverter), the angular speed of the cutting heads correlates to the selected motor supply voltage frequency in their drive f . The applied frequency range f of 25 Hz to 50 Hz corresponds to the angular speeds of the cutting heads within a range of 4.62 rad/s to 9.24 rad/s (Tab. 1). Due to the cutting head angular speed adjustment method, its particular values correspond to different values of drive motor output power. In the examined case, the output power of the motor in cutting system N_S was within a range of 66 kW to 132 kW, and the nominal torque of the motor was identical in all cases and had a value of $M_n = 851$ Nm.

Table 1

List of frequency set point values of motor supply voltage in cutting system and their corresponding angular speed of cutting heads and motor power of cutting head inverter drive system

Motor supply voltage frequency, f [Hz]	Cutting head angular speed, ϕ_G [rad/s]	Motor power in the cutting system, N_S [kW]
25	4.62	66
30	5.54	79
35	6.47	92
40	7.39	106
45	8.32	119
50	9.24	132

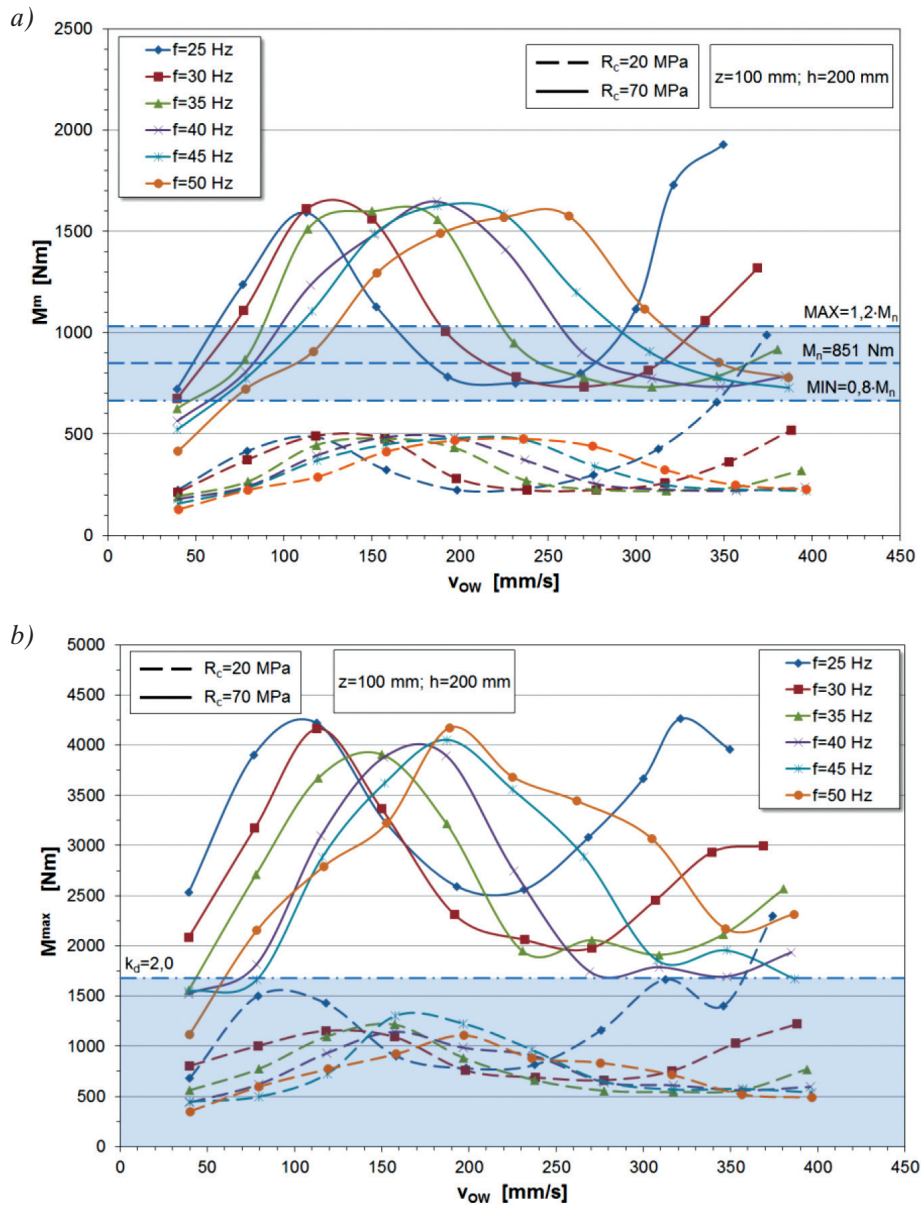


Fig. 5. Relationship of average value (a) and peak value (b) of dynamic load of motor in cutting system to angular speed of cutting heads (characterized by motor supply voltage frequency) and their advancement speed

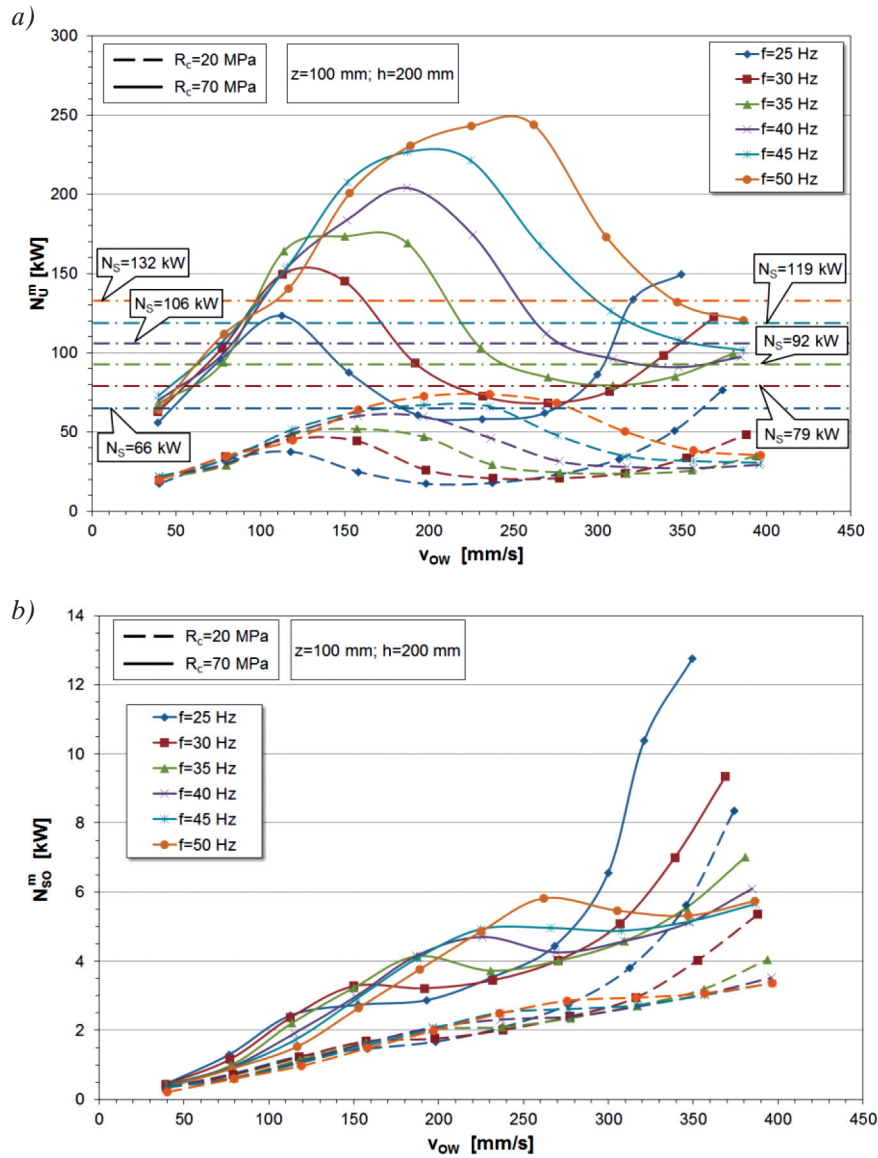


Fig. 6. Relationship of average value of power required for excavation (a) and average value of power used for deflecting boom (b) to angular speed of cutting heads (characterized by motor supply voltage frequency) and their advancement speed

The relationship between the parameters that characterize the dynamic load in the cutting system (the average M^m and peak $M^{\max}$ values) and the speed of the cutting heads (angular speed and their advancement speed) are complicated (Fig. 5). The characteristics of the examined functions show signs of the occurrence of extremes in the form of maximums and minimums. There are areas here where the cutting head drive is excessively dynamically loaded or even heavily overloaded. The dynamic load in certain speed ranges v_{OW} can also reach a relatively low level. The extent of such ranges depends on the cutting heads' angular speed value ϕ_G (motor supply voltage frequency in the drive of the cutting heads' f). The value

of this load depends heavily on mechanical properties of the excavated rock.

From the roadheader power optimization perspective, the choice of process parameter values is only beneficial when the average values of the dynamic load of the cutting head drive M^m (determined in consecutive time intervals; e.g., every revolution of the cutting heads) have a similar value to the nominal value M_n of the motor installed in the cutting system. Because cutting is not a stationary process, the average torque values of the motor shaft should be within a certain range of the nominal value; e.g., within a range of $0.8 M_n$ to $1.2 M_n$. When $M^m > 1.2 M_n$, the drive of the cutting heads should be considered overloaded,

and if $M^m < 0.8 M_n$, the drive is underloaded [6]. Due to the dynamic character of the cutting process flow, operating with only an average value of load is insufficient. It is necessary to determine the allowable dynamic overload value of the drive. This is characterized by a dynamic overload factor k_d that determines the allowable level of the dynamic overload peak value as related to the nominal value of the drive unit motor torque [5]. Considering the mechanical characteristics of the motor in the cutting head drive of the examined roadheader, the $k_d = 2$ value was assumed.

In the case of processing rock with a UCS of $R_c = 20$ MPa, the average value of the dynamic load of the cutting head drive is, in fact, lower than $0.8 M_n$ in the whole variation range of the cutting head advancement speed and all their considered angular speeds (Fig. 5a – dashed lines). For the assumed web of the cut and cut height, the cutting system is highly underloaded. The peak values of this dynamic load do not exceed the allowable level defined by the dynamic overload factor k_d (Fig. 5b – dashed lines). The only exception is the case that corresponds to the lowest of the examined angular speeds (dark blue line) and the speed v_{OW} greater than 300 mm/s when the peak value of the dynamic load reaches (or even exceeds) the allowable value. In this case, the average power used for cutting by the cutting head drive does not exceed 80 kW at their highest angular speed (orange dashed line in Fig. 6a). The nominal motor output power for this angular speed is $N_S = 132$ kW. It should be noted that, with an increase in the advancement speed of the cutting heads v_{OW} , the average power needed for cutting initially rises, and after reaching the maximum value – decreases. The maximum value of the average power used during cutting corresponds to different values of speed v_{OW} , depending on the angular speed of the cutting heads. The advancement speed of the cutting heads to which this maximum value corresponds are within a range of 120 mm/s for $\phi_G = 4.62$ rad/s ($f = 25$ Hz) to approximately 240 mm/s for $\phi_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz). The average power needed for boom deflection in the plane parallel to the floor, at speeds v_{OW} lower than 270 mm/s, increases more or less linearly with an increase in this speed (Fig. 6b – dashed lines). The impact of the angular speed of the cutting heads is, in this case, negligibly small. It becomes only noticeable at $v_{OW} > 270$ mm/s. At speeds $v_{OW} < 270$ mm/s, the power required for boom deflection does not exceed 3 kW. At higher cutting head advancement

speeds, it reaches 8.5 kW (for the lowest examined angular speed of the cutting heads).

During the excavation of rock with a uniaxial compressive strength of 70 MPa, the dynamic load of the cutting system is much higher (solid lines in Fig. 5). As seen above, this load significantly exceeds the assumed allowable levels for certain relationships of angular speeds of the cutting heads and their advancement speed. This particularly applies to the peak value of the motor shaft torque in the cutting system $M^{\max}$. Particular angular speeds of the cutting heads correspond to the speed v_{OW} variation intervals in which the average value of this load is within the assumed limits (from $0.8 M_n$ to $1.2 M_n$) (Fig. 5a). For example, for $\phi_G = 4.62$ rad/s ($f = 25$ Hz), the average value of the motor shaft torque meets the above condition when the cutting head advancement speed does not exceed 60 mm/s and is within a range of 165 mm/s to 290 mm/s (solid dark blue line). On the other hand, the cutting head advancement speeds (for which the average load is in the allowable range) are higher for the highest considered angular speed of the cutting heads (solid orange line). In this case, they are within a range of 65 mm/s to 125 mm/s and from 310 mm/s to the maximum speed at which excavation is possible. The situation that applies to the peak value is completely different (Fig. 5b – solid lines). In fact, this does not exceed the assumed allowable level ($k_d = 2$) for only a cutting head advancement speed of $v_{OW} < 80$ mm/s and their relatively high angular speeds (for $f = 35$ Hz). For higher values of the speed v_{OW} than the ones mentioned above, the drive of the cutting heads is significantly dynamically overloaded. In practice, this could mean that the cutting of the heading face surface in such conditions will not be possible. This is also indicated by the characteristics of the average power used for excavation by the cutting head drive (Fig. 6a – solid lines). For example, in the case of the highest-examined angular speed of the cutting heads (orange line) at their advancement speed of 110 mm/s to 350 mm/s, the average power for cutting exceeds the output power of the motor by almost double (for a speed of $v_{OW} = \sim 250$ mm/s). The increase of the average power necessary for deflecting the boom parallel to the floor is, in this case, not that significant (Fig. 6b – solid lines). In the examined case, the average power used by the boom deflection mechanism for speeds v_{OW} that do not exceed 270 mm/s reaches 6 kW (this is twice as high as compared to the power used during the excavation of rock

with a UCS of $R_c = 20$ MPa). Within the range of higher speed v_{OW} values and low angular speeds of the cutting heads, the average power used by this drive unit reaches 13 kW (at a nominal power of 11 kW of the pump-driving motor in the hydraulic system of the examined roadheader). For the excavation to be possible, it is therefore necessary to decrease the surface area of the cross-section of the cut (by reducing its height; alternatively – web depth).

The rock uniaxial compressive strength impact on the average value and peak value of the dynamic load of the cutting head drive is shown in Figure 7. The values of the parameters that characterize the dynamic load magnitude are correlated here to the nominal value of the torque of the drive unit motor (M^m/M_n and M^{max}/M_n). As seen above, when the UCS of the excavated rock mass increases, the average value of the dynamic load increases linearly (solid lines). The slope of straight lines (which reflect the characteristics of the functions examined herein) depends in this case on the cutting head advancement speed v_{OW} at which the cutting process takes place (characterized by factor k_{DO} , which defines the opening magnitude of a directional control valve that supplies the fluid to the boom swing actuator). The influence of rock workability on the peak value of the dynamic load of the

cutting head drive is, in this case, non-linear (dashed lines). For example, for $\phi_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz) and depending on the cutting head advancement speed v_{OW} (the value of factor k_{DO}), the relationship of M^m/M_n is within a range of $(0.15 \div 0.5)$ for $R_c = 20$ MPa to $(0.5 \div 1.9)$ for $R_c = 70$ MPa. In turn, the peak value of this load changes within a range of $(0.4 \div 1.3) M_n$ for $R_c = 20$ MPa to $(1.3 \div 4.9) M_n$ for $R_c = 70$ MPa. Therefore, the increase of the rock uniaxial compressive strength in the examined range is accompanied by even a four-fold increase in the dynamic load of the cutting head drive.

4. SUMMARY

The selected results of the extensive computer studies presented in this article indicate an extremely complex impact of the cutting process parameters on the dynamic load of a roadheader when using the transverse cutting heads of the roadheader. The conducted simulation studies enabled us to correlate the cutting process parameters with the magnitude of the dynamic load in the cutting system and associated components of the roadheader, power used for excavation, and energy consumption of this process.

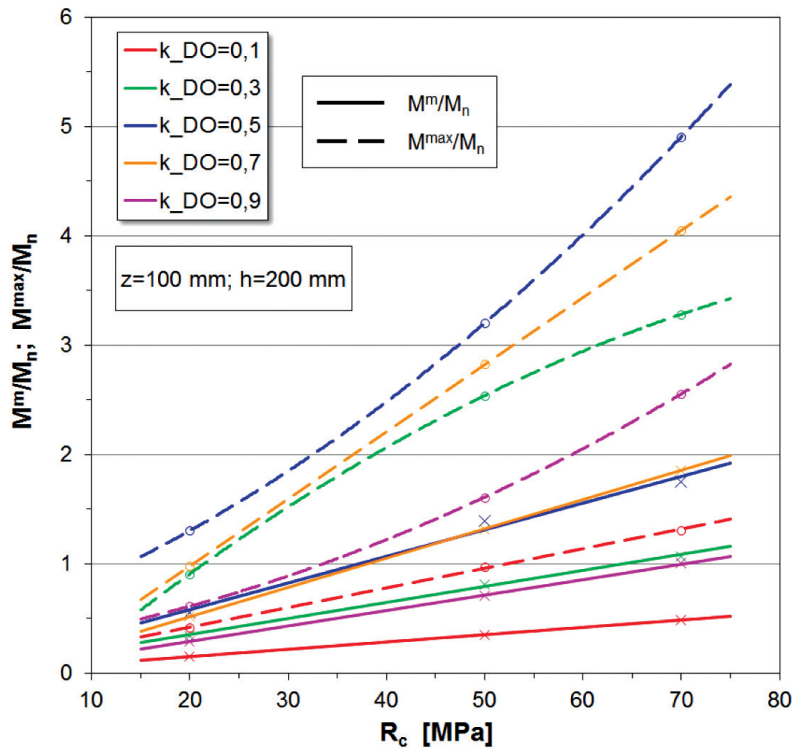


Fig. 7. Influence of processed rock's UCS on average value and peak value of dynamic load of motor in cutting head drive for different advancement speeds of cutting heads (determined by factor k_{DO}) at their angular speed of $\phi_G = 9.24$ rad/s ($f = 50$ Hz)

An important effect of the conducted studies is determining the influence of the angular speed of the cutting heads and their advancement speed over the heading face surface area on the dynamic load of the roadheader and the power demand for excavation. The resulting regulation characteristics of the roadheader indicate the possibility of reducing the dynamic loads exerted on the roadheader, power demand, and energy consumption of cutting rocks with specific mechanical properties by controlling the cutting process parameters, including the selection of the proper angular speed of the cutting heads and their advancement speed. By the correct adjustment of these values, it will be possible to effectively limit the occurrence of the dynamic loads exerted on the structural nodes of the roadheader's body and ensure a high efficiency of mining, which is a prerequisite for minimizing energy consumption during this process. This will lead to an increase in working efficiency of this type of machine and the improvement of its durability and reliability.

Acknowledgement

The work has been implemented under the research project titled "*Control of roadheader cutting heads movement for reduction of energy consumption of mining and dynamic loads*" co-financed by the Polish National Center for Research and Development under the Applied Research Projects (agreement no. PBS3/B2/15/2015).

References

- [1] Bartoszek S.: *Pozycjonowanie kombajnu chodnikowego w wyrobisku korytarzowym*, "Maszyny Górnicze" 2016, 1: 22–35.
- [2] Bickel J.O., Kuesel T.R., King E.H. et al.: *Tunnel Engineering Handbook*, Kluwer Academic Publishers, Boston – Dordrecht – London 2004.
- [3] Catalina J.C., Artieda J., García A.E., Orteu J.J., Devy M., Mañana R.: *Recent developments on the use of computer vision as a face mapping tool*, in: *Mine Mechanization and Automation*, ed. Almgren G., Kumar U., Vagenas N. et al., Wydawnictwo Balkema, Rotterdam 1993: 555–564.
- [4] Cheluszka P., Sobota P., Bujnowska A.: *Bench testing of the influence of operating parameters of cutting heads on energy consumption of cutting with roadheader*, "Technická Diagnostika" 2017, 1: 75–86.
- [5] Dolipski M., Cheluszka P.: *Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
- [6] Dolipski M., Cheluszka P., Sobota P.: *Investigating the simulated control of the rotational speed of roadheader cutting heads, relating to the reduction of energy consumption during the cutting process*, "Journal of Mining Science" 2015, 2: 298–308.

- [7] Dolipski M., Cheluszka P., Sobota P., Bujnowska A.: *Komputerowe badania wpływu parametrów ruchowych głowic urabiających na obciążenie układu urabiania kombajnu chodnikowego*, "CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnicwa Rud" 2015, 3: 131–142.
- [8] Jasiulek D., Stankiewicz K., Świder J.: *An adaptive control system of roadheader with intelligent modelling of mechanical features of mined rock*, "Journal of KONES Powertrain and Transport" 2011, 2: 197–203.
- [9] Jonak J., Gajewski J.: *Robotyzacja maszyn roboczych na przykładzie kombajnu chodnikowego*, "Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze" 2011, 4: 66–69.
- [10] Karaś H.: *Why robotics in mining?*, International Conference on New Technologies and Policies for Mining and Mining Products "Pushing boundaries beyond – Circular by 2020?", Dublin; 9th March 2015, <http://www.euromines.org/system/files/events/pushing-boundaries-beyond-circular-2020/08-henryk-karas.pdf>.
- [11] Kotwica K., Klich A.: *Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych*, ITG KOMAG, Gliwice 2011.
- [12] Larsson J., Appelgren J., Marshall J., Barfoot T.: *Atlas Copco Infrastructureless Guidance System for High-Speed Autonomous Underground Trammig*, Proceedings of 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining, 2008: 585–594.
- [13] Nanda S.K., Dash A.K., Acharya S., Moharana A.: *Application of robotics in mining industry: A critical review*, "The Indian Mining & Engineering Journal" 2010: 108–112.
- [14] Ocak I., Bilgin N.: *Comparative studies on the performance of a roadheader, impact hammer and drilling and blasting method in the excavation of metro station tunnels in Istanbul*, "Tunnelling and Underground Space Technology" 2010, 2: 181–187.
- [15] Starczewski Z.: *Drgania mechaniczne*, Wydawnictwo Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2010.
- [16] Su Hang, Ning Shurong, Gao Jun: *Application of Approximate Iterative Method on Section Precision Forming of Boom-type Roadheader*, "The Open Automation and Control Systems Journal" 2015, 7: 1421–1428.
- [17] Vogt D.: *A review of rock cutting for underground mining: past, present, and future*, "Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy" 2016, 116, 11: 1011–1026.
- [18] Ziętkowski L., Młynarczyk J.: *Mechaniczne urabianie skał związanych kombajnami w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, "Inżynieria Maszyn" 2014, 19, 2: 17–27.
- [19] <http://www.power-technology.com/projects/tapovan-vishnugad-hydroelectric-power-plant-uttarakhand/>.
- [20] http://www.nvfnorden.org/library/Files/Utskott-och-tema/Tunnlar/Seminarier-2012-2016/ITA-Island-2015NF_Oct%2029%20Canada_%20East%20and%20West%20Overview.pdf.

PIOTR CHELUSZKA, *assoc. prof.*
 MARIAN DOLIPSKI, *prof.*
 PIOTR SOBOTA, *Ph.D., Eng.*
*Department of Mining
 Mechanization and Robotisation
 Faculty of Mining and Geology
 Silesian University of Technology
 ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland*
*{Piotr.Cheluszka, Marian.Dolipski,
 Piotr.Sobota}@polsl.pl*

PIOTR CHELUSZKA
MARIAN DOLIPSKI
PIOTR SOBOTA

Znaczenie parametrów procesu urabiania w aspekcie poprawy stanu dynamicznego kombajnu chodnikowego oraz minimalizacji zapotrzebowania mocy

Proces urabiania mechanicznego (zwłaszcza skał zwięzłych) cechuje się dużą dynamiką. Skutkiem tego jest silne obciążenie i drgania w układzie urabiania kombajnu chodnikowego, napędach mechanizmów związanych z realizacją tego procesu oraz ustroju nośnym kombajnu. Niekorzystny stan dynamiczny wynikający z nadmiernego obciążenia dynamicznego czy nawet przeciążeń będzie prowadzić do zwiększonej awaryjności kombajnu, niskiej efektywności realizowanego przezeń procesu roboczego (wysokiej energochłonności, małej wydajności), a przez to – wysokich kosztów drążenia wyrobisk korytarzowych lub tuneli techniką kombajnową. W artykule zaprezentowano wybrane wyniki obszernych badań komputerowych wpływu warunków realizacji procesu urabiania na stan dynamiczny wysięgnikowego kombajnu chodnikowego oraz moc zużywaną do realizacji procesu urabiania. Warunki realizacji tego procesu wynikają z jednej strony z własności urabialnego ośrodka skalnego, z drugiej zaś – z wartości parametrów procesu, zadanych w trakcie urabiania powierzchni czoła przodku. Przeprowadzone badania symulacyjne z wykorzystaniem zweryfikowanych doświadczalnie modeli matematycznych umożliwiły określenie relacji wiążących obciążenie dynamiczne nadwozia wysięgnikowego kombajnu chodnikowego i moc na urabianie z parametrami procesu urabiania skał o różnej wytrzymałości na ściskanie. Uzyskane w ten sposób charakterystyki regulacyjne wskazują możliwości redukcji obciążeń dynamicznych kombajnu chodnikowego w wyniku odpowiedniego sterowania parametrami procesu urabiania, w tym – prędkością kątową głowic urabiających. Dzięki wyposażeniu kombajnu w napęd przekształtnikowy głowic urabiających możliwe jest dostosowanie (regulacja) tej prędkości do warunków realizacji procesu urabiania przez zmianę częstotliwości napięcia zasilania silnika asynchronicznego zainstalowanego w układzie urabiania kombajnu chodnikowego.

Słowa kluczowe: kombajn chodnikowy, proces urabiania, dynamika, badania symulacyjne

1. WPROWADZENIE

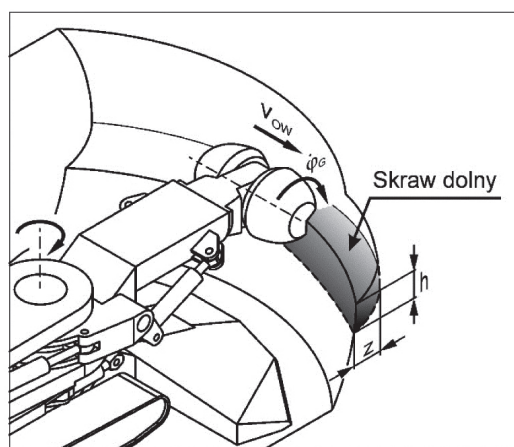
Od wielu lat realizowane są prace badawczo-rozwojowe w kierunku automatyzacji (robotyzacji) procesu drążenia wyrobisk korytarzowych w kopalniach podziemnych oraz tuneli w budownictwie inżynierskim [1–3, 8, 9, 16, 17]. Robotyzacja robót górniczych prowadzić ma do ograniczenia czy wręcz wyeliminowania obecności człowieka w miejscu ich realizacji, co ma się przyczynić do poprawy bezpieczeństwa

pracy. Optymalizacja procesu roboczego możliwa do realizacji dzięki automatycznemu sterowaniu pracą maszyn będzie przy tym gwarantować zwiększenie efektywności pracy oraz lepsze wykorzystanie potencjału technicznego maszyn i urządzeń. Zapewni to w efekcie możliwość osiągania dużych wydajności (postępów drążenia) oraz obniżenie kosztów tego rodzaju robót górniczych. Dzięki wykorzystaniu autonomicznych robotów górniczych rola człowieka będzie ograniczać się do zdalnego monitorowania pracy maszyn i urządzeń oraz nadzorowania prawidłowości

realizowanego przezeń procesu roboczego, względnie – zdalnego sterowania jedynie niektórymi operacjami technologicznymi na zasadzie teleoperatora [10–13].

Wysięgnikowe kombajny chodnikowe stosowane są do drażenia wyrobisk korytarzowych w kopalniach podziemnych węgla kamiennego oraz innych skał o podobnych do węgla własnościach (w górnictwie soli kamiennej, potasowej czy rud metali – na przykład miedzi [18]). Wykorzystywane są one również, choć w ograniczonym zakresie do drażenia tuneli komunikacyjnych oraz innych podziemnych obiektów inżynierskich, jak na przykład garaży podziemnych czy tuneli w elektrowniach wodnych [14, 19, 20]. Istotnym zagadnieniem w zakresie automatyzacji pracy tego rodzaju maszyn jest odpowiednie (optymalne) sterowanie procesem urabiania w zmieniających się w funkcji czasu warunkach środowiskowych. Zmienność ta wynika z budowy geologicznej górotworu w miejscu prowadzenia robót górniczych – zróżnicowanej urabialności skał w przekroju drażonego wyrobiska spowodowanej budową warstwową górotworu oraz zmienności urabialności skał na długości drażonego wyrobiska korytarzowego lub tunelu.

Ze względu na konstrukcję układu urabiania wysięgnikowego kombajnu chodnikowego, wyposażonego w głowice urabiające o relatywnie małych wymiarach w stosunku do wymiarów czoła przodku drażonego wyrobiska, umieszczonych na końcu ruchomego wysięgnika, urabianie odbywa się zazwyczaj równolegle do powierzchni spągu [11]. W trakcie wychylania wysięgnika w tej płaszczyźnie głowice urabiające wykonują skrawy o określonej wielkości pola poprzecznego przekroju wynikającego z wielkości zabioru z oraz wysokości skrawu h (rys. 1). Proces skrawania



Rys. 1. Parametry procesu urabiania powierzchni czoła przodku kombajnem wysięgnikowym: z – zabiór; h – wysokość skrawu, ϕ_G – prędkość kątowa głowic urabiających, v_{OW} – prędkość przemieszczania głowic urabiających w ruchu roboczym

realizowany jest przy tym z określoną prędkością wynikającą ze złożenia prędkości kątowej głowic urabiających ϕ_G oraz prędkości ich przemieszczania w ruchu roboczym v_{OW} .

W stosowanych dotychczas kombajnach wysięgnikowych zabior, wysokość skrawu oraz prędkość przemieszczania głowic urabiających zadawane są ręcznie przez operatora sterującego pracą maszyny ze stanowiska na kombajnie, względnie ze stanowiska zdalnego. Nie może być zatem mowy o optymalnym doborze ich wartości. Prędkość kątowa głowic urabiających wynikająca z prędkości kątowej wirnika silnika napędowego oraz przełożenia przekładni zębatej w układzie urabiania jest stała. W niektórych konstrukcjach kombajnów wysięgnikowych istnieje wprawdzie możliwość wyboru jednej z dwóch prędkości kątowych głowic urabiających – w wyniku przełączania dwubiegowego silnika napędowego lub przełączania dwubiegowej przekładni zębatej. Brak jest jednak jak dotąd możliwości dostosowania (sterowania) wartości tej prędkości do warunków procesu urabiania w trakcie jego realizacji. Bezstopniowa regulacja prędkości kątowej głowic urabiających byłaby możliwa na przykład przez zastosowanie przemiennika częstotliwości zasilającego silnik napędowy w układzie urabiania kombajnu chodnikowego.

Jak wskazują wyniki zrealizowanych badań eksperymentalnych i komputerowych opisanych na przykład w pracach [4, 7], redukcja obciążeń dynamicznych i drgań w napędach kombajnu wysięgnikowego oraz jego ustroju nośnym, a także minimalizacja zapotrzebowania mocy i energochłonności urabiania wymaga odpowiedniego sterowania wartościami parametrów tego procesu. Możliwe jest to jednak jedynie w przypadku wyposażenia kombajnu w układ automatycznego sterowania. Punktem wyjścia dla opracowania skutecznego algorytmu pracy takiego układu jest określenie stanu dynamicznego kombajnu podczas procesu urabiania przy różnych skojarzeniach wartości parametrów tego procesu. Tego rodzaju badania możliwe są w zasadzie jedynie z wykorzystaniem adekwatnych modeli symulacyjnych. Stanowią one podstawę wnioskowania w zakresie możliwości redukcji obciążeń dynamicznych, drgań i energochłonności.

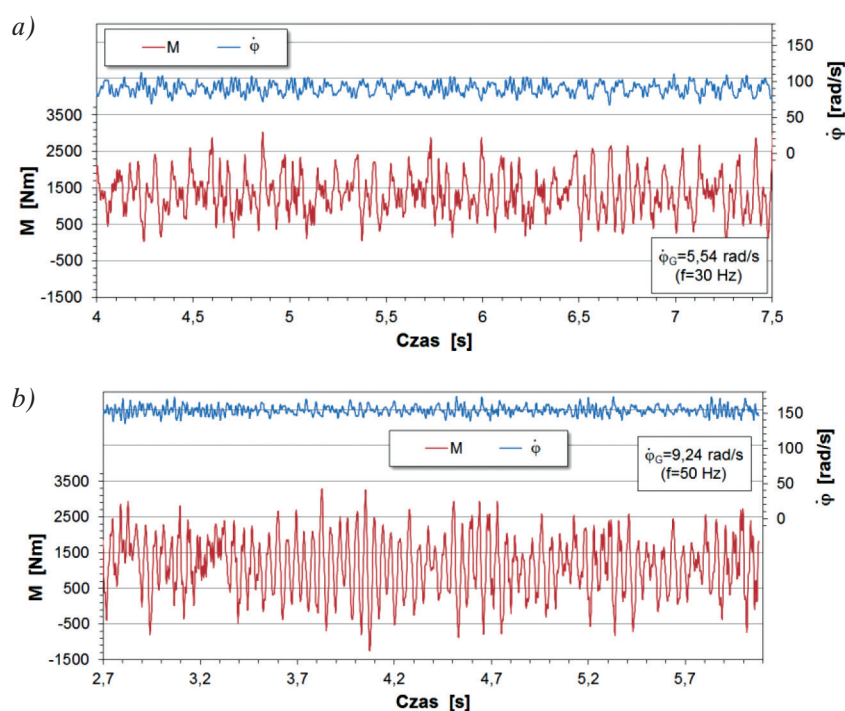
W artykule przedstawiono wybrane wyniki obszernych badań symulacyjnych przeprowadzonych z wykorzystaniem zweryfikowanych doświadczalnie, oryginalnych modeli matematycznych odwzorowujących dynamikę nadwozia wysięgnikowego kombajnu chodnikowego oraz realizowanego przezeń procesu roboczego. W wykorzystanym do badań komputerowych

modelu matematycznym zostało odwzorowane działanie przekształtnikowego układu napędowego głowic urabiających. Możliwe stało się dzięki temu określenie wpływu prędkości kątowej głowic urabiających na przebieg procesu urabiania, obciążenie dynamiczne kombajnu, zapotrzebowanie mocy na urabianie oraz energochłonność. Uzyskane na podstawie symulacji komputerowych charakterystyki regulacyjne wiązań wielkości opisujące stan obciążenia dynamicznego kombajnu chodnikowego oraz efektywność realizacji procesu urabiania z parametrami tego procesu.

2. KOMPUTEROWA SYMULACJA OBCIĄŻEŃ DYNAMICZNYCH W UKŁADZIE URABIANIA KOMBAJNU WYSIĘGNIKOWEGO

Badania symulacyjne obejmowały realizację procesu urabiania kombajnem wysięgnikowym wyposażonym w napęd przekształtnikowy poprzecznych głowic urabiających. Rozpatrzono urabianie skał o różnej wytrzymałości na ściskanie, mieszczącej się w granicach od 20 MPa do 70 MPa oraz liczbie kruchości $\kappa = 15$. Symulowano przy tym wykonywanie skrawu dolnego, równoległe do spągu, przy różnych wartościach parametrów tego procesu (rys. 1).

Ponieważ rozważa się możliwość sterowania prędkością kątową głowic urabiających w zależności od warunków realizacji procesu urabiania, analizowano przebiegi obciążenia dynamicznego na wale silnika w układzie urabiania oraz prędkości kątowej jego wirnika uzyskane dla różnych częstotliwości napięcia zasilania (różnych prędkości kątowych głowic urabiających). Symulowano przy tym urabianie skały o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 60$ MPa podczas wykonywania skrawu o wysokości $h = 200$ mm z zabiozem $z = 100$ mm. Prędkość przemieszczania głowic urabiających v_{OW} wynosiła około 150 mm/s. Na rysunku 2 pokazano wymienione wyżej charakterystyki czasowe dla dwóch różnych prędkości kątowych głowic urabiających. Jak widać, prędkość ta ma istotny wpływ na wielkość i charakter przebiegu obciążenia dynamicznego. W przypadku mniejszej z rozpatrywanych prędkości kątowych ($\dot{\phi}_G = 5,54$ rad/s odpowiadającej częstotliwości napięcia zasilania silnika $f = 30$ Hz), w pokazanym 3,5-sekundowym interwale czasowym głowice urabiające wykonały trzy obroty (okres obrotu głowic urabiających $T_G = 1,13$ s). Wartość średnia obciążenia dynamicznego na wale silnika (M) wyniosła tu 1344 Nm (rys. 2a – linia czerwona). Była ona zatem o blisko 60% większa od wartości nominalnej momentu obrotowego rozwijanego przez silnik w napędzie głowic urabiających badanego kombajnu chodnikowego ($M_n = 851$ Nm).



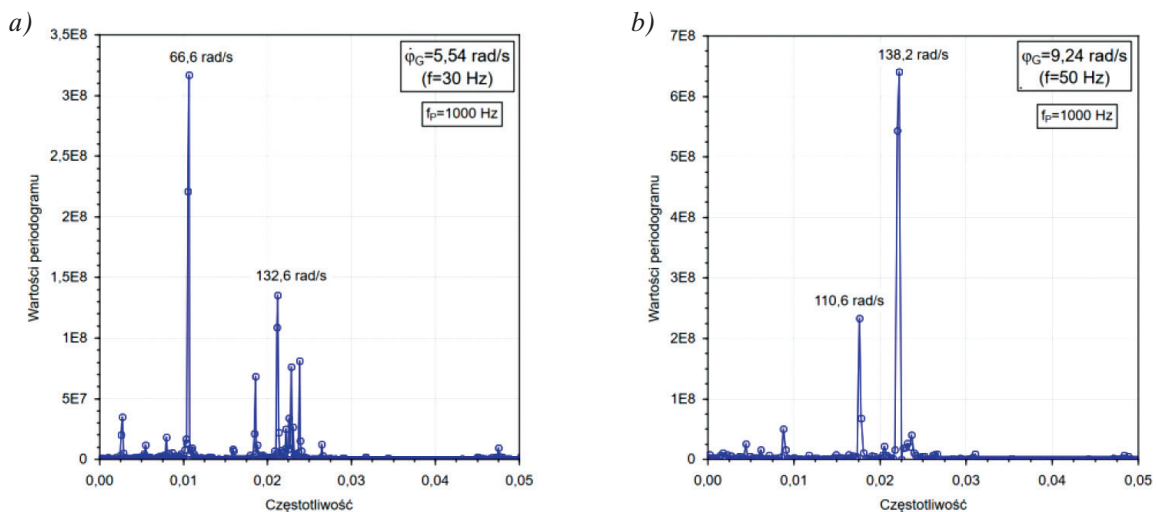
Rys. 2. Przebiegi obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających uzyskane z symulacji komputerowej urabiania skały o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 60$ MPa przy prędkości kątowej głowic urabiających:

a) 5,54 rad/s ($f = 30$ Hz); b) 9,24 rad/s ($f = 50$ Hz)

Wartość szczytowa oraz amplituda tego obciążenia (rozumiana jako zakres zmienności obciążenia dynamicznego) były przy tym odpowiednio równe: 3035 Nm i 3305 Nm. Prędkość kątowa wirnika silnika ($\dot{\phi}$) oscylowała w granicach od 67 rad/s do 112 rad/s, przy wartości średniej wynoszącej około 90 rad/s (linia niebieska). Zwiększenie prędkości kątowej głowic urabiających do 9,24 rad/s ($f = 50$ Hz), przy utrzymaniu wartości pozostałych parametrów procesu urabiania na niezmiennym poziomie, skutkowało spadkiem o około 15% wartości średniej momentu obrotowego na wale silnika w układzie urabiania (rys. 2b). Pomimo mniejszego obciążenia średniego zwiększeniu uległ zakres zmienności obciążenia dynamicznego. Wartość szczytowa i amplituda wyniosły bowiem odpowiednio: 3282 Nm (+8%) oraz 4544 Nm (+38%). Prędkość kątowa wirnika silnika napędowego wykonywała przy tym drgania w zakresie od 135 rad/s do 174 rad/s, przy wartości średniej wynoszącej 154 rad/s. W czasie analizowanych 3,5 s symulacji głowice urabiające wykonały ponad pięć obrotów (okres obrotu głowic urabiających wynosił $T_G = 0,68$ s).

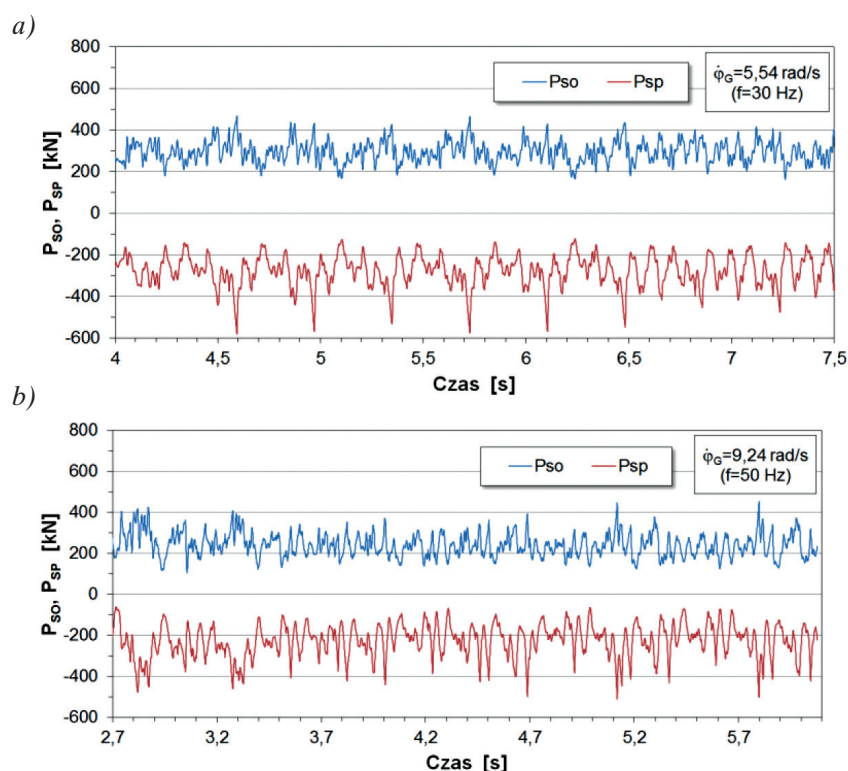
Jak wskazują pokazane przykładowe przebiegi, prędkość kątowa głowic urabiających wpływa nie tylko na wielkość, lecz również na charakter obciążenia dynamicznego. Przebieg momentu obrotowego na wale silnika podczas urabiania jest rezultatem sumowania się przebiegów obciążenia wywołanego oddziaływaniem noży na urabianą caliznę. Obciążenie to zależy przy tym od geometrii skrawania (wielkości, kształtu i następstwa skrawów) wynikającej między innymi z prędkości ruchu noży. W przypadku większej z dwóch rozpatrywanych prędkości kątowych głowic

wic urabiających ($\dot{\phi}_G = 9,24$ rad/s) na wykresie drgań uwidacznia się wyraźnie zjawisko dudnienia. Z efektem tym mamy do czynienia w wyniku nakładania się drgań o niewiele różniących się częstościach [15]. Przeprowadzona analiza widmowa przebiegów obciążenia dynamicznego na wale silnika w układzie urabiania w przypadku obu badanych prędkości kątowych głowic urabiających ujawniła występowanie dwóch głównych składowych drgań (rys. 3). Przy prędkości kątowej głowic urabiających $\dot{\phi}_G$ wynoszącej 5,54 rad/s składowe te mają częstość: 66,6 rad/s i 132,6 rad/s (rys. 3a). Częstość pierwszej z nich jest dwunastokrotnie większa od częstości kołowej głowic urabiających (ich prędkości kątowej). Wynika ona ze sposobu rozmieszczenia noży na głowicy urabiającej (noże ułożone są wzdłuż dwunastu linii śrubowych o małym kącie zwicia). Jest to zatem częstość śrubowa. Częstość drugiej z wyodrębnionych składowych drgań momentu obrotowego na wale silnika jest natomiast zbliżona do jednej z częstości drgań własnych badanego układu. Zwiększenie prędkości kątowej głowic urabiających (w wyniku zmiany częstotliwości napięcia zasilania silnika w napędzie głowic urabiających) spowodowało zwiększenie częstości śrubowej (rys. 3b). W przypadku bowiem, gdy $\dot{\phi}_G = 9,24$ rad/s częstość ta wynosi 110,6 rad/s. Częstość drugiej składowej drgań (138,2 rad/s) odpowiada, podobnie jak poprzednio, częstości drgań własnych układu urabiania badanego kombajnu chodnikowego. Jak widać, różnica pomiędzy częstościami obu składowych drgań wynosi w tym przypadku jedynie 27,6 rad/s (~ 4 Hz). Skutkiem zbliżenia się do siebie częstości obu dominujących składowych drgań jest obserwowane na rysunku 2b zjawisko dudnienia.



Rys. 3. Charakterystyki amplitudowo-częstościowe obciążenia dynamicznego na wale silnika w napędzie głowic urabiających uzyskanego z symulacji komputerowej urabiania skały przy prędkości kątowej głowic urabiających:

a) 5,54 rad/s ($f = 30$ Hz); b) 9,24 rad/s ($f = 50$ Hz) (f_p – częstość próbkowania sygnału)



Rys. 4. Przebiegi obciążenia dynamicznego siłowników obrotu i podnoszenia wysięgnika uzyskane z symulacji komputerowej urabiania skały o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 60 \text{ MPa}$ przy prędkości kątowej głowic urabiających: a) $\dot{\varphi}_G = 5,54 \text{ rad/s}$ ($f = 30 \text{ Hz}$); b) $\dot{\varphi}_G = 9,24 \text{ rad/s}$ ($f = 50 \text{ Hz}$)

Dynamiczny charakter procesu urabiania skały sprawia, że nadwozie kombajnu chodnikowego (wysięgnik, obrotnica, rama główna), a także mechanizmy wychylania wysięgnika podlegają działaniu silnych wymuszeń drgań przenoszonych przez więzy łączące poszczególne podzespoły kombajnu (rys. 4). Szczególnie dużą zmiennością cechuje się obciążenie dynamiczne siłowników podnoszenia wysięgnika P_{SP} odpowiedzialnych za utrzymanie głowic urabiających na zadanej wysokości podczas ich przemieszczania równoległe do spągu. W czasie urabiania przy prędkości kątowej głowic urabiających $\dot{\varphi}_G = 5,54 \text{ rad/s}$ (linia czerwona na rys. 4a) obciążenie to zawierało się w granicach od -580 kN do -123 kN (minus oznacza, iż siłowniki te są rozciągane, co ma miejsce podczas wykonywania skrawu dolnego). Wartość średnia tego obciążenia wyniosła przy tym -276 kN . Zwiększenie prędkości kątowej głowic urabiających do $9,24 \text{ rad/s}$ spowodowało spadek obciążenia dynamicznego siłowników podnoszenia wysięgnika o około 20% (rys. 4b). W tym bowiem przypadku obciążenie to zmieniało się w przedziale od -510 kN do -61 kN , przy czym wartość średnia była równa -225 kN .

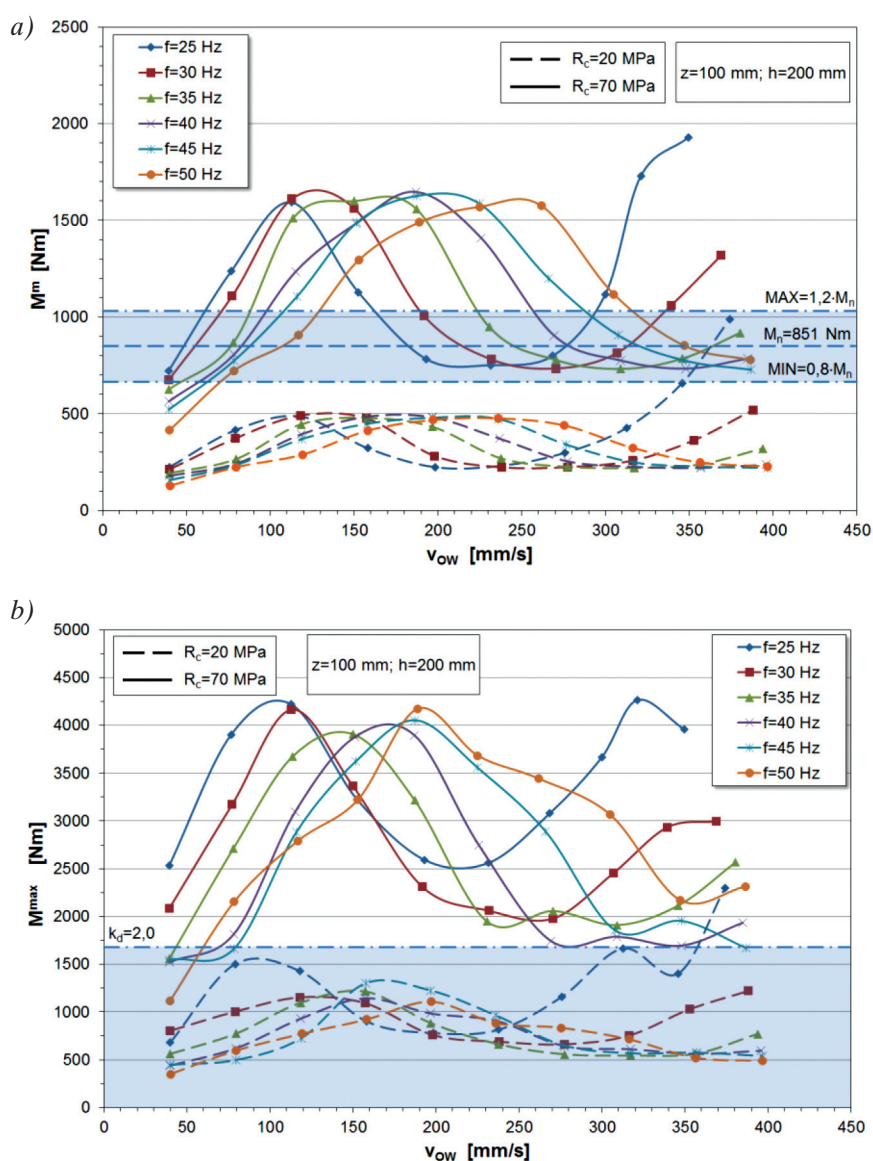
Podobnie jak to ma miejsce w przypadku siłowników podnoszenia wysięgnika, prędkość kątowa gło-

wic urabiających wpływa istotnie na obciążenie dynamiczne siłownika w mechanizmie obrotu wysięgnika w płaszczyźnie równoległej do spągu P_{SO} (linie w kolorze niebieskim na rys. 4). Dla mniejszej z rozpatrywanych prędkości kątowych głowic urabiających wartość średnia tego obciążenia wyniosła 296 kN (rys. 4a). Zwiększenie prędkości kątowej głowic urabiających do $9,24 \text{ rad/s}$ spowodowało spadek wartości średniej tego obciążenia o blisko 20% (rys. 4b). Mimo to wartość szczytowa obciążenia dynamicznego siłownika obrotu wysięgnika nie uległa większej zmianie, gdyż wynosiła 468 kN dla $\dot{\varphi}_G = 5,54 \text{ rad/s}$ oraz 454 kN dla $\dot{\varphi}_G = 9,24 \text{ rad/s}$ (-3%). Amplituda drgań obciążenia dynamicznego siłownika w mechanizmie obrotu wysięgnika wyniosła natomiast odpowiednio: 307 kN dla $\dot{\varphi}_G = 5,54 \text{ rad/s}$ i 350 kN dla $\dot{\varphi}_G = 9,24 \text{ rad/s}$. Widać więc, że zwiększenie prędkości kątowej głowic urabiających skutkowało wzrostem zakresu zmienności obciążenia dynamicznego tego mechanizmu. Podobnie jak w przypadku obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających, również i tutaj widoczny jest wpływ prędkości kątowej głowic urabiających na charakter przebiegu obciążenia dynamicznego mechanizmów wychylania wysięgnika.

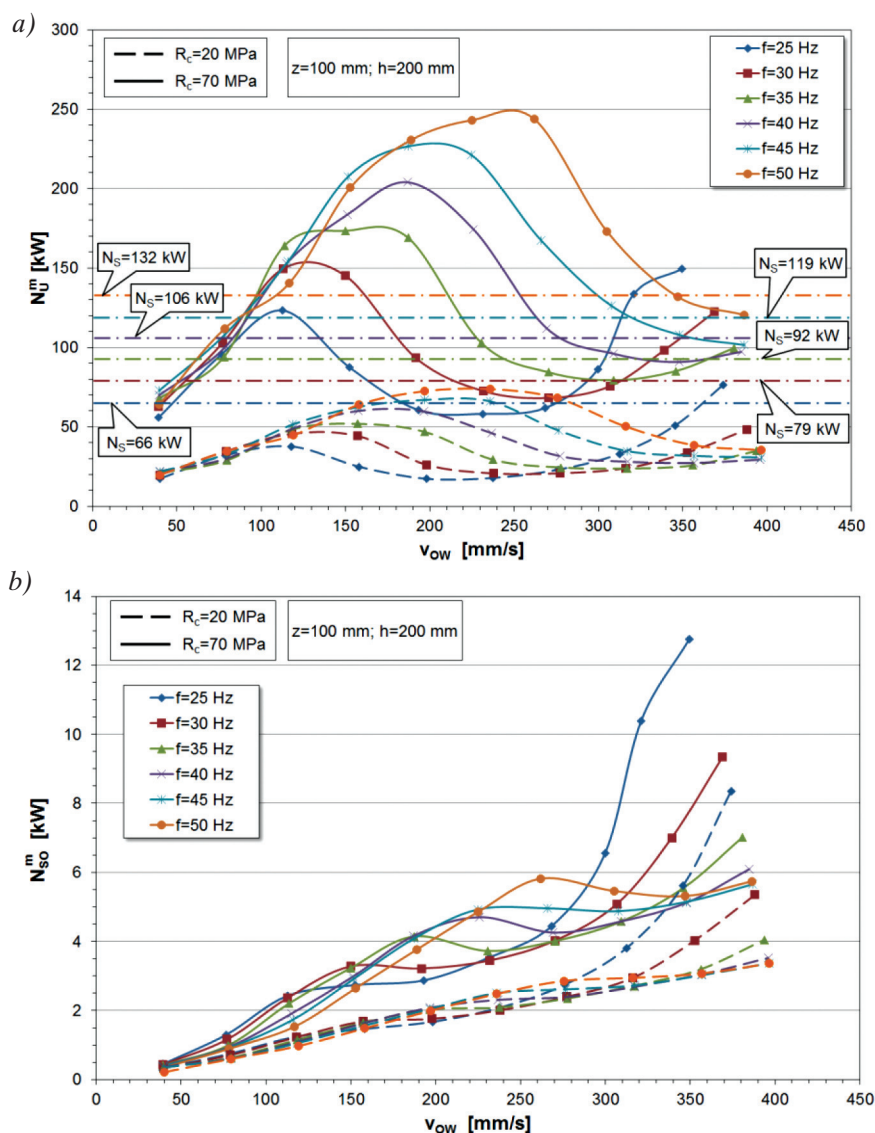
3. WPŁYW WARUNKÓW REALIZACJI PROCESU URABIANIA NA OBCIĄŻENIE DYNAMICZNE KOMBAJNU WYSIĘGNIKOWEGO ORAZ MOC ZUŻYWANĄ NA URABIANIE

W niniejszym rozdziale zajęto się zagadnieniem doboru prędkości ruchu głowic urabiających podczas urabiania skał o określonej wytrzymałości na ściskanie z zadaniem zabiorem i wysokością wykonywanego skrawu. Prędkość kątowa głowic urabiających ϕ_G oraz prędkości ich przemieszczania v_{OW} mają bowiem silny wpływ na obciążenie dynamiczne układu urabiania kombajnu chodnikowego oraz moc zużywaną przezeń na urabianie (rys. 5 i 6). W celu pokazania

wpływu urabialności skały na to obciążenie rozpatrzono urabianie skał o dość mocno zróżnicowanej wytrzymałości na ściskanie ($R_c = 20$ MPa i 70 MPa). Symulacje komputerowe obejmowały przy tym wykonywanie skrawu dolnego o wysokości $h = 200$ mm z zabiorem $z = 100$ mm przy sześciu różnych prędkościach kątowych głowic urabiających ϕ_G oraz prędkości ich przemieszczania v_{OW} mieszczącej się w szerokim zakresie, bo od 40 mm/s do 390 mm/s (wynikającym z możliwości technicznych badanego kombajnu wysięgnikowego). Ponieważ badania symulacyjne dotyczyły napędu przekształtnikowego (wyposażonego w przemiennik częstotliwości), prędkość kątowa głowic urabiających wynika z częstotliwości zadanej napięcia zasilania silnika w ich napędzie f .



Rys. 5. Zależność wartości średniej (a) oraz wartości szczytowej (b) obciążenia dynamicznego silnika w układzie urabiania od prędkości kątowej głowic urabiających (charakteryzowanej za pomocą częstotliwości napięcia zasilania silnika) oraz ich prędkości przemieszczania



Rys. 6. Zależność mocy średniej zużywanej na urabianie (a) oraz mocy średniej zużywanej do wychylania wysięgnika w ruchu roboczym (b) od prędkości kątowej głowic urabiających (charakteryzowanej za pomocą częstotliwości napięcia zasilania silnika) oraz prędkości ich przemieszczania

Przyjętemu zakresowi częstotliwości f od 25 Hz do 50 Hz odpowiadają prędkości kątowe głowic urabiających mieszczące się w granicach od 4,62 rad/s do 9,24 rad/s (tab. 1). Ze względu na sposób regulacji prędkości kątowej głowic urabiających poszczególnym jej wartościom odpowiadają różne wartości mocy rozwijanej przez silnik napędowy. W badanym przypadku moc silnika w układzie urabiania N_s zawierała się w przedziale od 66 kW do 132 kW, przy czym moment nominalny rozwijany przez ten silnik był we wszystkich przypadkach jednakowy i wynosił $M_n = 851$ Nm.

Zależności wartości parametrów charakteryzujących obciążenie dynamiczne w układzie urabiania (wartości średniej M^m i wartości szczytowej M^{max}) od prędkości ruchu głowic urabiających (prędkości kątowej oraz prędkości ich przemieszczania) są skomplikowane (rys. 5).

Tabela 1

Zestawienie wartości częstotliwości zadanych napięcia zasilania silnika w układzie urabiania oraz odpowiadających im prędkości kątowych głowic urabiających i mocy silnika w przekształtnikowym napędzie głowic urabiających kombajnu chodnikowego

Częstotliwość zadana napięcia zasilania silnika, f [Hz]	Prędkość kątowa głowic urabiających, ϕ_G [rad/s]	Moc silnika w układzie urabiania, N_s [kW]
25	4,62	66
30	5,54	79
35	6,47	92
40	7,39	106
45	8,32	119
50	9,24	132

Przebiegi badanych funkcji cechują się występowaniem ekstremów lokalnych w postaci maksimów i minimów. Występują tu obszary, w których napęd głowic urabiających jest nadmiernie obciążony dynamicznie, a nawet silnie przeciążony. W pewnych przedziałach prędkości v_{OW} obciążenie dynamiczne jednak może osiągać również relatywnie niski poziom. Szerokość tych przedziałów zależy przy tym od wartości prędkości kątowej głowic urabiających $\dot{\phi}_G$ (częstotliwości napięcia zasilania silnika w napędzie głowic urabiających f). O wielkości tego obciążenia decydują przy tym w dużym stopniu własności mechaniczne urabiającej skały.

Z punktu widzenia optymalizacji wykorzystania mocy kombajnu korzystny jest taki dobór wartości parametrów procesu urabiania, dla których wartości średnie obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających M^m (wyznaczane w kolejnych interwałach czasowych, na przykład co obrót głowic urabiających) będą zbliżone do wartości nominalnej M_n zainstalowanego w układzie urabiania silnika napędowego. Ponieważ urabianie nie jest procesem stacjonarnym, wartości średnie momentu obrotowego na wale silnika powinny zawierać się w pewnym otoczeniu wartości nominalnej, na przykład w przedziale od $0,8 \cdot M_n$ do $1,2 \cdot M_n$. Gdy $M^m > 1,2 \cdot M_n$, napęd głowic urabiających należy uznać za przeciążony, zaś gdy $M^m < 0,8 \cdot M_n$, napęd ten jest niedociążony [6]. Ze względu na dynamiczny charakter przebiegu procesu urabiania operowanie wyłącznie wartością średnią obciążenia jest niewystarczające. Niezbędne jest bowiem określenie dopuszczalnego przeciążenia dynamicznego napędu. Charakteryzowane jest ono za pomocą liczby przeciążenia dynamicznego k_d determinującej dopuszczalny poziom wartości szczytowej obciążenia dynamicznego w odniesieniu do wartości nominalnej momentu obrotowego rozwijanego przez silnik napędowy [5]. Biorąc pod uwagę charakterystykę mechaniczną silnika w napędzie głowic urabiających badanego kombajnu chodnikowego, przyjęto $k_d = 2$.

W przypadku urabiania skały o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 20$ MPa wartość średnia obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających jest w zasadzie mniejsza od $0,8 \cdot M_n$ w całym zakresie zmienności prędkości przemieszczania głowic urabiających v_{OW} oraz wszystkich rozpatrywanych ich prędkości kątowych (rys. 5a – linie przerywane). Dla przyjętego zabioru oraz wysokości skrawu układ urabiania jest zatem mocno niedociążony. Wartości szczytowe tego obciążenia dynamicznego nie przekraczają przy tym

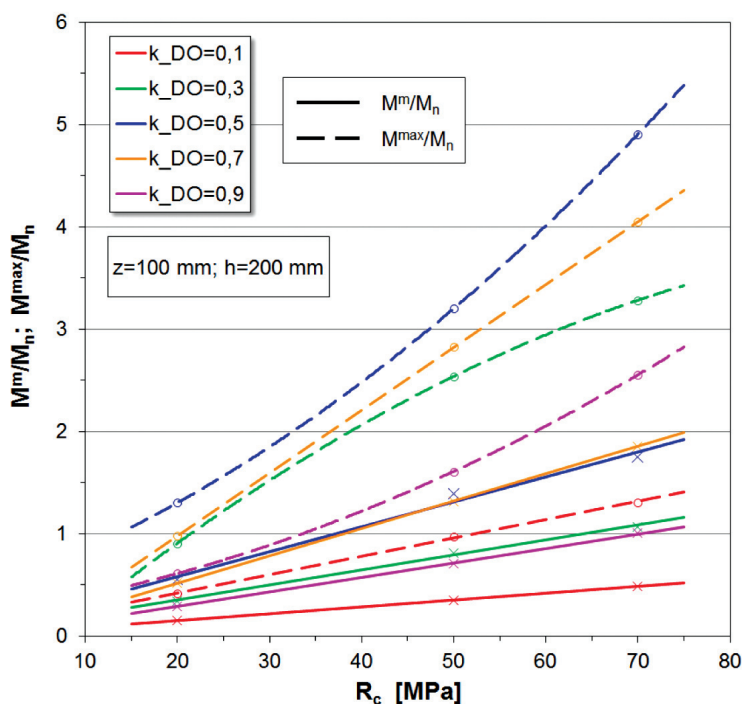
poziomu dopuszczalnego określonego za pomocą liczby przeciążenia dynamicznego k_d (rys. 5b – linie przerywane). Wyjątkiem jest przypadek odpowiadający najniższej z badanych prędkości kątowych (linia ciemnoniebieska) oraz prędkości v_{OW} większej od 300 mm/s, kiedy to wartość szczytowa obciążenia dynamicznego osiąga, a nawet przekracza wartość dopuszczalną. Moc średnia zużywana na urabianie przez napęd głowic urabiających nie przekracza przy tym 80 kW przy największej ich prędkości kątowej (linia przerywana w kolorze pomarańczowym na rys. 6a). W przypadku tej prędkości kątowej moc nominalna silnika $N_S = 132$ kW. Na uwagę zasługuje fakt, że ze wzrostem prędkości przemieszczania głowic urabiających v_{OW} moc średnia na urabianie początkowo rośnie, a po osiągnięciu maksimum – maleje. Maksimum mocy średniej zużywanej podczas urabiania odpowiada przy tym różnym wartościom prędkości v_{OW} w zależności od prędkości kątowej głowic urabiających. Prędkości przemieszczania głowic urabiających, którym odpowiada to maksimum zawierają się przy tym w granicach od 120 mm/s dla $\dot{\phi}_G = 4,62$ rad/s ($f = 25$ Hz) do około 240 mm/s dla $\dot{\phi}_G = 9,24$ rad/s ($f = 50$ Hz). Moc średnia niezbędna do wychylania wysięgnika w płaszczyźnie równoległej do spągu, w zakresie prędkości v_{OW} mniejszych od 270 mm/s, rośnie w przybliżeniu liniowo ze wzrostem tej prędkości (rys. 6b – linie przerywane). Wpływ prędkości kątowej głowic urabiających jest przy tym pomijalnie mały. Ujawnia się on dopiero dla $v_{OW} > 270$ mm/s. W zakresie prędkości $v_{OW} < 270$ mm/s moc średnia niezbędna do wychylania wysięgnika nie przekracza 3 kW. Przy większych prędkościach przemieszczania głowic urabiających dochodzi ona do 8,5 kW (dla najmniejszej z badanych prędkości kątowych głowic urabiających).

Podczas urabiania skały o wytrzymałości na ściskanie wynoszącej 70 MPa obciążenie dynamiczne układu urabiania jest znacznie większe (linie ciągłe na rys. 5). Jak widać, dla pewnych skojarzeń prędkości kątowej głowic urabiających oraz ich prędkości przemieszczania obciążenie to znacznie przekracza założone poziomy dopuszczalne. Dotyczy to zwłaszcza wartości szczytowej momentu obrotowego na wale silnika w układzie urabiania $M^{\max}$. Poszczególnym prędkościom kątowym głowic urabiających odpowiadają przedziały zmienności prędkości v_{OW} , w których wartość średnia tego obciążenia mieści się w założonych granicach od $0,8 \cdot M_n$ do $1,2 \cdot M_n$ (rys. 5a). Przykładowo, dla $\dot{\phi}_G = 4,62$ rad/s ($f = 25$ Hz) wartość średnia momentu obrotowego na wale silnika spełnia

wyżej wymieniony warunek, gdy prędkość przemieszczania głowic urabiających nie przekracza 60 mm/s oraz zawiera się w przedziale od 165 mm/s do 290 mm/s (linia ciągła w kolorze ciemnoniebieskim). Z kolei w przypadku największej z rozpatrywanych prędkości kątowych głowic urabiających (pomarańczowa linia ciągła), prędkości przemieszczania głowic urabiających, dla których obciążenie średnie mieści się w dopuszczalnym zakresie są wyższe. Zawierają się one bowiem w granicach od 65 mm/s do 125 mm/s oraz od 310 mm/s do prędkości maksymalnej, przy której możliwe jest urabianie. Zupełnie inaczej wygląda sytuacja w odniesieniu do wartości szczytowej (rys. 5b – linie ciągłe). Nie przekracza ona założonego poziomu dopuszczalnego ($k_d = 2$) w zasadzie jedynie dla prędkości przemieszczania głowic urabiających $v_{OW} < 80$ mm/s oraz relatywnie dużych ich prędkości kątowych (dla $f \geq 35$ Hz). Dla większych od wymienionej wartości prędkości v_{OW} napęd głowic urabiających jest silnie przeciążony dynamicznie. W praktyce oznaczać to może, że urabianie powierzchni czoła przodku w takich warunkach nie będzie możliwe. Wskazują na to również przebiegi mocy średniej zużywanej na urabianie przez napęd głowic urabiających (rys. 6a – linie ciągłe). Przykładowo bowiem, w przypadku największej z badanych prędkości kątowych głowic urabiających (linia pomarańczowa), w zakresie prędkości ich przemieszczania od 110 mm/s

do 350 mm/s moc średnia na urabianie przewyższa moc rozwijaną przez silnik nawet blisko dwukrotnie (przy prędkości $v_{OW} = \sim 250$ mm/s). Wzrost mocy średniej niezbędnej do wychylania wysięgnika w ruchu roboczym (równoległe do spągu) nie jest przy tym aż tak silny (rys. 6b – linie ciągłe). W rozpatrywanym przypadku moc średnia zużywana przez napęd wychylania wysięgnika, przy prędkości v_{OW} nieprzekraczającej 270 mm/s, dochodzi do 6 kW (jest ona dwukrotnie większa w porównaniu z mocą zużywaną podczas urabiania skały o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 20$ MPa). W zakresie większych wartości prędkości v_{OW} oraz małych prędkości kątowych głowic urabiających moc średnia zużywana przez ten napęd dochodzi do 13 kW (przy mocy nominalnej silnika napędzającego pompę w układzie hydraulicznym badanego kombajnu wynoszącej 11 kW). Aby możliwe było urabianie, niezbędne jest zatem zmniejszenie pola powierzchni przekroju poprzecznego wykonywanego skrawu (w wyniku zmniejszenia jego wysokości, względnie – wielkości zabioru).

Wpływ wytrzymałości urabianej skały na ściskanie na wartość średnią oraz wartość szczytową obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających pokazano na rysunku 7. Wartości parametrów charakteryzujących wielkość obciążenia dynamicznego odniesiono tu do wartości nominalnej momentu obrotowego rozwijanego przez silnik napędowy (M^m/M_n i M^{max}/M_n).



Rys. 7. Wpływ wytrzymałości urabianej skały na ściskanie na wartość średnią i wartość szczytową obciążenia dynamicznego silnika w napędzie głowic urabiających dla różnych prędkości przemieszczania głowic urabiających (określonej za pomocą współczynnika k_{DO}) przy ich prędkości kątowej $\dot{\phi}_G = 9,24$ rad/s ($f = 50$ Hz)

Jak widać, wraz ze wzrostem wytrzymałości na ściskanie urabianego ośrodka skalnego wartość średnia obciążenia dynamicznego rośnie liniowo (linie ciągłe). Nachylenie prostych odwzorowujących przebieg badanych tu funkcji zależy przy tym od prędkości przemieszczania głowic urabiających v_{OW} , przy której realizowany jest proces urabiania (charakteryzowanej za pomocą współczynnika k_{DO} określającego wielkość otwarcia rozdzielacza hydraulicznego doprowadzającego ciecz do siłownika obrotu wysięgnika). Wpływ urabialności skały na wartość szczytową obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających jest przy tym nieliniowy (linie przerywane). Przykładowo, dla $\dot{\varphi}_G = 9,24 \text{ rad/s}$ ($f = 50 \text{ Hz}$), w zależności od prędkości przemieszczania głowic urabiających v_{OW} (wartości współczynnika k_{DO}), stosunek M^m/M_n zawiera się w granicach od $(0,15 \div 0,5)$ dla $R_c = 20 \text{ MPa}$ do $(0,5 \div 1,9)$ dla $R_c = 70 \text{ MPa}$. Z kolei wartość szczytowa tego obciążenia zmienia się w granicach od $(0,4 \div 1,3) \cdot M_n$ dla $R_c = 20 \text{ MPa}$ do $(1,3 \div 4,9) \cdot M_n$ dla $R_c = 70 \text{ MPa}$. Wzrostowi wytrzymałości urabianej skały na ściskanie w badanym zakresie towarzyszył zatem nawet blisko czterokrotny wzrost obciążenia dynamicznego napędu głowic urabiających.

4. PODSUMOWANIE

Zaprezentowane w niniejszej pracy wybrane wyniki obszernych badań komputerowych wskazują na niezwykle złożony wpływ parametrów procesu urabiania poprzecznymi głowicami urabiającymi wysięgnikowego kombajnu chodnikowego na obciążenie dynamiczne wysięgnikowego kombajnu chodnikowego. Przeprowadzone badania symulacyjne umożliwiły powiązanie parametrów procesu urabiania poprzecznymi głowicami urabiającymi z wielkością obciążenia dynamicznego w układzie urabiania oraz związanych z nim podzespołów wysięgnikowego kombajnu chodnikowego, mocą zużywaną na urabianie oraz energochłonnością tego procesu. Istotnym efektem zrealizowanych badań jest określenie wpływu prędkości kątowej głowic urabiających oraz ich prędkości przemieszczania po powierzchni czoła przodku na obciążenie dynamiczne kombajnu oraz zapotrzebowanie mocy na urabianie. Opracowane na tej podstawie charakterystyki regulacyjne kombajnu wysięgnikowego wskazują na możliwość redukcji obciążeń dynamicznych kombajnu, zapotrzebowania mocy oraz energochłonności urabiania skał o określonych własnościach mechanicznych przez sterowanie parametrami

procesu urabiania, w tym – przez dobór skojarzenia prędkości kątowej głowic urabiających oraz ich prędkości przemieszczania. Dzięki odpowiedniemu sterowaniu tymi prędkościami możliwe stanie się skuteczne ograniczenie występowania przeciążeń dynamicznych węzłów konstrukcyjnych nadwozia kombajnu oraz zapewnienie dużej wydajności urabiania warunkującej minimalizację energochłonności tego procesu. Przyczyni się to w efekcie do wzrostu skuteczności pracy tego rodzaju maszyn roboczych oraz poprawy ich trwałości i niezawodności.

Podziękowanie

Praca zrealizowana w ramach projektu pt. „Sterowanie ruchem głowic urabiających kombajnu chodnikowego dla potrzeb obniżenia energochłonności urabiania i obciążeń dynamicznych” dofinansowanego ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych (umowa nr PBS3/B2/15/2015).

Literatura

- [1] Bartoszek S.: *Pozycjonowanie kombajnu chodnikowego w wyrobisku korytarzowym*, „Maszyny Górnicze” 2016, 1: 22–35.
- [2] Bickel J.O., Kuesel T.R., King E.H. et al.: *Tunnel Engineering Handbook*, Kluwer Academic Publishers, Boston – Dordrecht – London 2004.
- [3] Catalina J.C., Artieda J., García A.E., Orteu J.J., Devy M., Mañana R.: *Recent developments on the use of computer vision as a face mapping tool*, w: *Mine Mechanization and Automation*, red. Almgren G., Kumar U., Vagenas N. et al., Wydawnictwo Balkema, Rotterdam 1993: 555–564.
- [4] Cheluszka P., Sobota P., Bujnowska A.: *Bench testing of the influence of operating parameters of cutting heads on energy consumption of cutting with roadheader*, „Technická Diagnostika” 2017, 1: 75–86.
- [5] Dolipski M., Cheluszka P.: *Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
- [6] Dolipski M., Cheluszka P., Sobota P.: *Investigating the simulated control of the rotational speed of roadheader cutting heads, relating to the reduction of energy consumption during the cutting process*, „Journal of Mining Science” 2015, 2: 298–308.
- [7] Dolipski M., Cheluszka P., Sobota P., Bujnowska A.: *Komputerowe badania wpływu parametrów ruchowych głowic urabiających na obciążenie układu urabiania kombajnu chodnikowego*, „CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud” 2015, 3: 131–142.
- [8] Jasiulek D., Stankiewicz K., Świder J.: *An adaptive control system of roadheader with intelligent modelling of mechanical features of mined rock*, „Journal of KONES Powertrain and Transport” 2011, 2: 197–203.
- [9] Jonak J., Gajewski J.: *Robotyzacja maszyn roboczych na przykładzie kombajnu chodnikowego*, „Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze” 2011, 4: 66–69.
- [10] Karaś H.: *Why robotics in mining?*, International Conference on New Technologies and Policies for Mining and Mining Products „Pushing boundaries beyond – Circular by 2020?”, Dublin; 9th March 2015, <http://www.euromines.org/system/files/events/pushing-boundaries-beyond-circular-2020/08-henryk-karas.pdf>.

- [11] Kotwica K., Klich A.: *Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych*, ITG KOMAG, Gliwice 2011.
- [12] Larsson J., Appelgren J., Marshall J., Barfoot T.: *Atlas Copco Infrastructureless Guidance System for High-Speed Autonomous Underground Trimming*, Proceedings of 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining, 2008: 585–594.
- [13] Nanda S.K., Dash A.K., Acharya S., Moharana A.: *Application of robotics in mining industry: A critical review*, „The Indian Mining & Engineering Journal” 2010: 108–112.
- [14] Ocak I., Bilgin N.: *Comparative studies on the performance of a roadheader, impact hammer and drilling and blasting method in the excavation of metro station tunnels in Istanbul*, „Tunnelling and Underground Space Technology” 2010, 2: 181–187.
- [15] Starczewski Z.: *Drgania mechaniczne*, Wydawnictwo Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2010.
- [16] Su Hang, Ning Shurong, Gao Jun: *Application of Approximate Iterative Method on Section Precision Forming of Boom – type Roadheader*, „The Open Automation and Control Systems Journal” 2015, 7: 1421–1428.
- [17] Vogt D.: *A review of rock cutting for underground mining: past, present, and future*, „Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy” 2016, 116, 11: 1011–1026.
- [18] Ziętkowski L., Młynarczyk J.: *Mechaniczne urabianie skał zwięzłych kombajnami w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, „Inżynieria Maszyn” 2014, 19, 2: 17–27.
- [19] <http://www.power-technology.com/projects/tapovan-vishnugad-hydroelectric-power-plant-uttarakhand/>.
- [20] http://www.nvfnorden.org/library/Files/Utskott-och-tema/Tunnlar/Seminarier-2012-2016/ITA-Island-2015/NF_Oct%2029_Canada_%20East%20and%20West%20Overview.pdf.

dr hab. inż. PIOTR CHELUSZKA, prof. nadzw. Pol. Śl.

prof. dr hab. inż. MARIAN DOLIPSKI

dr inż. PIOTR SOBOTA

Katedra Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa

Wydział Górnictwa i Geologii

Politechnika Śląska

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice

{Piotr.Cheluszka, Marian.Dolipski,

Piotr.Sobota}@polsl.pl

KRZYSZTOF KRAUZE

WALDEMAR RĄCZKA

MAREK SIBIELAK

JAROSŁAW KONIECZNY

DARIUSZ KUBIAK

HENRYK CULER

DANIEL BAJUS

Automated transfer point URB/ZS-3

In the KGHM Polska Miedź S.A. mines, excavated material is transported by transport trucks to transfer points and then by belt conveyors to near-shaft storage reservoirs, from where the excavated material is transported to the surface by means of a shaft transport system. Transfer from the means of non-continuous haulage to the continuous transport systems takes place at transfer points, where the excavated material is divided into two fractions: oversized grain and undersized grain. The oversized excavated material (which stays on the grating) is subjected to a process of crushing with the use of jack hammers. The article describes the URB/ZS-3 device for the automatic cleaning of the grating at transfer points, and briefly describes the design and principle of operation of the device. It also presents the purpose of constructing a block-crushing device and the method of its automation.

Key words: *mining, robotics, automation*

1. INTRODUCTION

In the KGHM Polska Miedź S.A. mines, useful minerals are quarried using explosives. The excavated material is transported to the surface using haul trucks, conveyors, and vertical transport means; e.g., a skip. Transfer from the haul trucks to the belt conveyors happens at transfer points [1, 2]. The excavated material supplied to these points is characterized by varying grain sizes, from 1 mm grains to blocks with a volume of one cubic meter. Because large blocks of excavated material can damage the conveyor, screens called “gratings” are mounted at the transfer points. The excavated material that stays on the grating is subjected to a process of crushing with the use of hydraulic jack hammers [3, 4, 5]. With the appropriate manipulation of the hammer, the operator breaks the oversized grain until it is broken down to a size that allows it to escape through the meshes in the grating.

At present, most of the transfer points are equipped with hydraulic hammers controlled from the operator's station located next to the transfer point. Using different techniques for removing oversized grains from the grating, the operator reveals oversized blocks to break them down to a size that allows them to be transported by the belt conveyor. The operator who works directly at the transfer point (i.e., in the local control cabin placed directly at the grating) is exposed to a number of adverse factors such as noise, dust, vibrations, high temperatures, and humidity as well as risks from the rock mass (cave-ins, rock bursts, etc.).

Considering the above risks, a remote hammer control exercised from within a room located at a safe distance (of even a few kilometers away) from the transfer point was developed and manufactured to dramatically reduce the risks. The operator – who is away from the transfer point – controls the operation of the transfer point remotely using a remote-control

panel (Fig. 1). Such a block-crushing device (Polish: Urządzenie do Rozbijania Brył – URB) is manufactured by KGHM ZANAM S.A., and a remote-controlled version of the device is named «URB/ZS-1.» Another version of the block-crushing device is the URB/ZS-3, which autonomously cleans the grating at a transfer point.

Relieving the operator by introducing a fully automated transfer point will increase the operator's efficiency, as the operator's job will be to supervise the operation of the equipment. This will enable the operator to control a greater number of transfer points than at present. The operator will intervene in the operation of the transfer points only at the event of failure. It was assumed that at least 80 percent of the activities associated with block crushing will be carried out automatically. And as for the remaining 20 percent of the time, the operator will intervene in the operation of the autonomous system by taking over the control of the transfer point. It was assumed that the operator will intervene mainly in abnormal situations. Therefore, the system gives the operator the possibility of taking over the remote control of the boom.

A consortium composed of KGHM ZANAM S.A. (Leader), AGH University of Science and Technology in Krakow, and KGHM CUPRUM Ltd Research and Development Center was established to conduct development of transfer point.

2. SOFTWARE

The constructed control system operates on the basis of a freely programmable controller that embeds a real-time operating system. This system ensures the real-time synchronization of the control system. After power on, a control program automatically starts in the controller. The concept of the operation of the program is shown in Figure 1. As can be seen, the operator is always given priority, and it is the operator who decides whether they will control the hammer manually (locally or remotely) or turn on the automatic mode. If the operator decides to select automatic operation, they turn on the automatic AHC system. The operator selects the type of operation based on the information from the cameras and the information displayed on the touch screen (as shown in Figure 2).

In Figure 1, it can be seen that the AHC system controls the boom (URB/ZS-3) using the control signals determined on the basis of the current system status and setpoint. Figure 3 shows the block diagram of the AHC system. As can be seen, it consists of two layers: the master control layer and the direct control layer. In the master layer, the control system generates a trajectory that will be executed by the direct control system after the shape and dimensions of the spoil pile have been identified. The trajectory was developed by using heuristic algorithms and observing the grating-cleaning process. The trajectory is executed in the direct control layer.

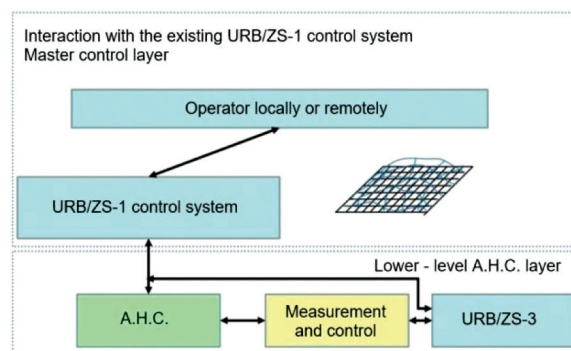


Fig. 1. Concept of Automatic Hammer Control (AHC) system

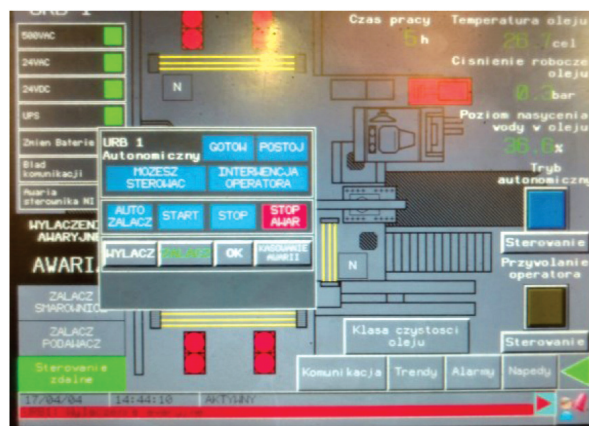


Fig. 2. View of GOI (graphic operator interface)

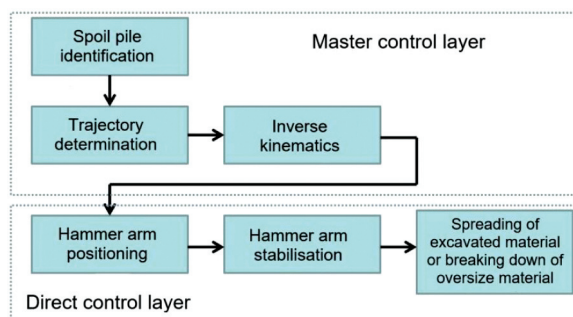


Fig. 3. Block diagram of AHC system

As can be seen, four main modules can be distinguished in the AHC system:

- excavated material identification module,
- module for determining hammer-motion trajectory,
- inverse kinematics module,
- direct control module.

Spoil pile identification is the basic task of the AHC system. It is very important that the appropriate equipment is selected for this task. As a result of completing the task, the excavated material remaining on the grating should be identified. Since the data on the shapes and positions of the spoil piles (or on the shapes and positions of the oversized grains) is supplied in digital form to the control system, the excavated material remaining on the grating can be removed. Once equipped with the shape identification system, the URB device becomes a robot that autonomously detects the position of the excavated material on the grating and then takes steps to remove the said material from the grating.

Because the data on the parameters of the excavated material is crucial for the operation of the URB/ZS-3-type robot, a range of conceptual works were carried out to identify the required features of this equipment. The established objective, conditions in the transfer points, size of the grating, length of the post-mining pit, and requirements of the control system were considered.

Figures 4 and 5 below show, respectively, a real view of the excavated material on the grating and its electronic image after scanning.

Based on this data, the robot defines the trajectory along which it will move. The module for determining the hammer-motion trajectory is a closed part of the program, working in a real-time system. It works in a sequential manner and executes the selected scenario. The scenarios were developed based on observations of the operation of the autonomous system. The operator selects



Fig. 4. View of excavated material on grating

the type of scenario, and the AHC system executes it. Because the arrangement of the excavated material changes while the hammer is in operation, the arrangement of the excavated material is identified on a continuous basis. When there are changes in the arrangement of the excavated material, the hammer-motion trajectory can change at any time, and it actually changes. This happens for many reasons, because when the trajectory is being executed, different types of additional mechanisms are at work; e.g., the detection of oversized material. As a result of its response to changes in the arrangement of the excavated material, (or changes in other parameters of the excavated material), the module for determining the motion trajectory generates new motion trajectories of the boom with the hammer. This feature of the algorithm makes the AHC-equipped URB a device that adapts to changing environmental conditions. The system carries out these tasks autonomously; however, the operator can interrupt the operation of the system at any time and take over control of the hammer. This manner of operation is possible thanks to the proposed structure of the URB/ZS-3 control system (which is shown in Figure 1). In this structure, the remote-control system (which is the master system) is connected to the AHC system. This enables the operator to know the status of the device and stay informed about any undesirable or emergency statuses. Feedback from the AHC system enables the operator to effectively supervise the status of the device and, if necessary, take full control over it.

The trajectories generated on the basis of the identified excavated material are transferred to an inverse kinematics module. This module, using the implemented hammer kinematics model, determines the setpoint outward strokes of the boom actuators.

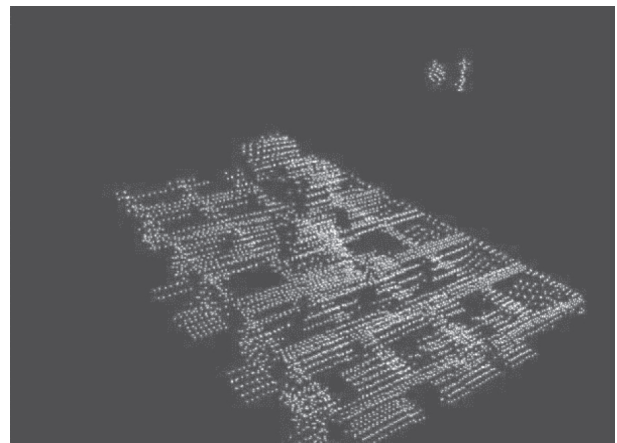


Fig. 5. View of scanned excavated material on grating

These are the setpoints for the direct control module. This structure allows one to easily control the correctness, consistency, or continuity of the trajectories.

The setpoints for the actuators (determined in the inverse kinematics module) are generated by the regulators (Fig. 7) implemented in the direct control module. This module deals with generating setpoint positions of the actuators using the regulators implemented in FPGA.

3. AUTOMATIC CONTROL SYSTEM USED TO CONTROL THE BLOCK-CRUSHING DEVICE

The developed system for the automatic cleaning of the grating at transfer points was implemented in a remote-controlled version of the block-crushing device – URB/ZS-1. This device is equipped with a PLC, remote control panel (Fig. 6), and electrically-controlled actuators. Because the URB/ZS-1 was implemented for operation in a mine, the device pro-



Fig. 6. General view of operator panel

vides a great basis for developing the aforementioned machine further and equipping it with an automatic control system that will make it work in an autonomous manner.

After analyzing and testing the mechanical and electrical design of the URB/ZS-1 and the grating-cleaning technology, the main assumptions for the automation system were made:

- the control system must operate autonomously,
- the operator must be able to take over the control and turn off the autonomous system at any time,
- at least 80 percent of the activities associated with block crushing will be carried out automatically by the device,
- for the remaining 20 percent of the time, the operator will intervene in the situation at the grating,
- the process of removing the excavated material from the grating will last not more than ten-odd minutes,
- structural changes must be as minor as possible as compared to the URB/ZS-1 system.

The direct control layer shown in Figure 3 is composed of freely programmable controller and sensors or transducers mounted on the boom and in the hydraulic system. The automatic control system is presented in more detail in Figure 7. It consists of a measurement system for measuring the displacement of the actuator as well as the angular displacements of the boom joints. This redundancy at the system-testing stage was to reduce the potential risks of the project. In the diagram, it can be seen that the signals from the excavated material scanning device, signals from the operator, and current hammer status

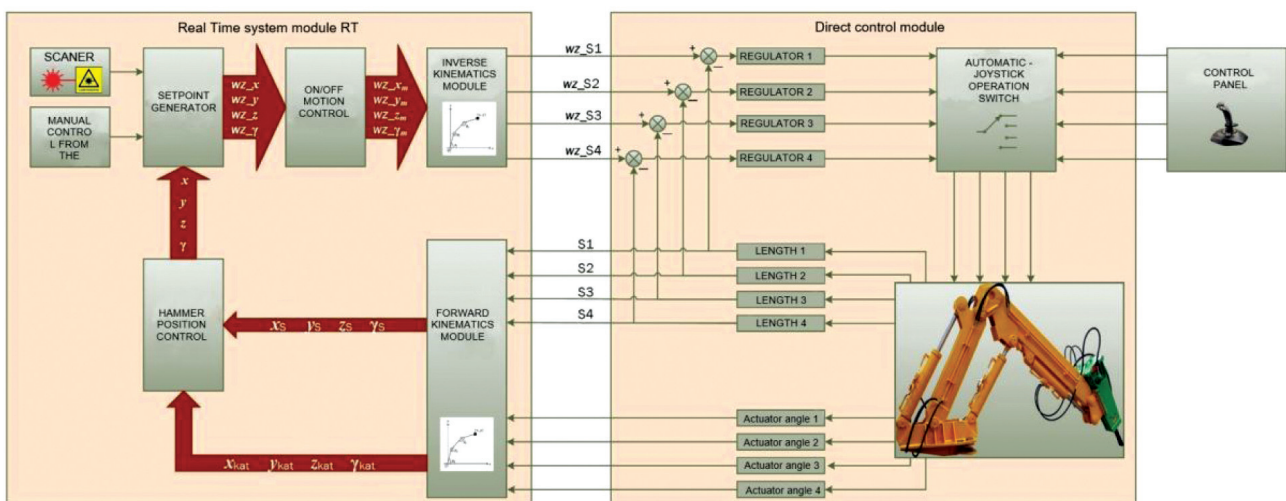


Fig. 7. Schematic diagram of control system

are processed in the unit named the “setpoint generator.” The unit determines the setpoints for the direct control module.

The setpoint is transferred to the summation node in which the error signal is calculated. Based on the error signal, the regulators determine the control signals that control actuator valves S1, S2, S3, and S4. The control signals controlling the solenoid valves pass through the “Automatic – Joystick operation switch” unit, which is used to select between automatic operation and manual control by the operator.

4. TESTING

The constructed system was mounted on a test stand at KGHM ZANAM S.A. (Fig. 8). The stand was activated in a remote-controlled version. After carrying out test runs, it was undertaken to start the automation system (that is, the AHC system). For this purpose, all of the measurement lines were checked, the scales were subsequently introduced, and the entire measurement system was tested. The tests included tests of the ranges of motion of the actuators, the measuring ranges of the pathway transducers, the levels of interference, and the static and dynamic properties of the system.



Fig. 8. URB device-testing stand

Next, the control system was tested, and the signals controlling the solenoid valves were also checked. The “manual” control was tested using the computer by controlling the boom. The control range was checked, and the parameters of the regulators of the actuator control lines were subsequently set. The next step was to start the direct regulator. The regulator settings were verified and adjusted, and the step responses for all of the control channels were checked.

After starting the direct control layer, it was undertaken to start the forward kinematics module and inverse kinematics module, motion control module, trajectory determination module, and scanning and analysis modules.

The following tests on the regulatory systems were performed:

- range of motion of the individual actuators,
- speed of the actuators,
- interference in the measurement lines and crosstalk between them,
- interference during motion.

After starting and testing all of the modules of the AHC system, it was undertaken to test the entire system. First, the scanning system was calibrated. Next, the grating-scanning system was tested, and the systems of coordinates were synchronized. After completing the above-mentioned basic equipment and software tests, a range of tests on the automatic operation were carried out. These included testing of the work of two scenarios:

- random spreading of excavated material,
- labyrinth spreading of excavated material.

5. SUMMARY

This paper presents an autonomous robot system for rock crushing. It shows the scope of works carried out and briefly describes the automation system and the structure of the control program. It describes the undertaken tests, which included measurement system tests, control system tests, test runs, verification of the kinematic models, and kinematics module tests as well as control module tests, scanning system tests, and tests on the connection between the controller of the AHC system and the PLC. The works carried out have shown that the system executes the tasks in line with the assumptions. The systems of excavated-material identification, trajectory determination, and trajectory implementation work well. The conducted research has shown that the system is able to satisfactorily remove excavated material of a significant size from the grating. The next step is to install the system on a real grating in accordance with the requirements of the future user to check the capabilities of the system under actual mining conditions.

Acknowledgements

This work has been financed under the CuBR Program financed by the National Center for Research and Development – contract no. CuBR/II/1/NCBR/2015 and KGHM Polska Miedź S.A. – contract no. KGHM-BZ-U-0737-2015.

References

- [1] Krauze K., Kotwica K., Mendyka P., Bołoz Ł., Kulinowski P., Kasza P., Nawrocki M., Feliks J., Tomach P., Władzielczyk K., Kipczak P.: *Wybrane problemy urabiania, transportu i przeróbki skał trudnourabialnych. Tom 1*, Wydawnictwa AGH, Kraków 2016.
- [2] Krauze K., Orozco Álvarez D., Bołoz Ł., Iwaniec M., Krauze K., Sidor J., Tomach P., Wydro T. et al.: *Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa*, “Mechanizacja, Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie. Monografia 2012”, Łędziny 2012.
- [3] Krauze K., Pluta J., Podsiadło A., Micek P.: *Badanie ciężkich młotów hydraulicznych*, “Maszyny Górnicze” 1996, 5: 62–71.
- [4] Krauze K., Laska Z.: *Diagnozowanie młotów Roxon i Rammer na podstawie badań stanowiskowych*, “I Międzynarodowa Konferencja Techniki Urabiania: TUR 2001. Monografia”, Kraków – Krynica 2001: 442–448.
- [5] Krauze K.: *Experimental determination of impact energy of hydraulic hammers*, “The Archive of Mechanical Engineering” 2000, 47, 1: 21–32.
- [6] Krauze K., Stopka G., Rączka W.: *Design and test result of the new solution hydraulic roof support for low seams*, “International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM” Albena, Bulgaria 2017, 17, 13: 189–196.
- [7] Sibiela M., Rączka W., Konieczny J., Kowal J.: *Optimal control based on a modified quadratic performance index for systems disturbed by sinusoidal signals*, “Mechanical Systems and Signal Processing” 2015, 64–65: 498–519.

KRZYSZTOF KRAUZE, prof.
WALDEMAR RĄCZKA, D.Sc., Eng.
MAREK SIBIELAK, D.Sc., Eng.
JAROSŁAW KONIECZNY, D.Sc., Eng.

Faculty of Mechanical Engineering and Robotics
AGH University of Science and Technology in Krakow
Aleja Adama Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland
{krauze, wraczka, sibiela, konieja}@agh.edu.pl

DARIUSZ KUBIAK, M.Sc., Eng.
HENRYK CULER, M.Sc., Eng.
DANIEL BAJUS, M.Sc., Eng.
KGHM ZANAM S.A.

ul. Kopalniana 7, 59-101 Polkowice, Poland
{dariusz.kubiak1, henryk.culer,
daniel.bajus}@kgmzanam.com

KRZYSZTOF KRAUZE
WALDEMAR RĄCZKA
MAREK SIBIELAK
JAROSŁAW KONIECZNY
DARIUSZ KUBIAK
HENRYK CULER
DANIEL BAJUS

Zautomatyzowany punkt przesypowy URB/ZS-3

W kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. urobek transportowany jest za pomocą wozów transportowych do punktów przesypowych, a następnie przenośnikami taśmowymi do przyszybowych zbiorników retencyjnych, skąd jest wydobywany na powierzchnię transportem szybowym. Przeładunek ze środków odstawy nieciągłej na ciągłe systemy transportowe odbywa się w punktach przesypowych, gdzie urobek dzielony jest na dwie frakcje, nadziarno i podziarno. Nadgabarytowy, pozostający na kracie, urobek poddawany jest procesowi kruszenia z użyciem młotów udarowych. W artykule opisano urządzenie URB/ZS-3 do automatycznego oczyszczania kraty na punkcie przesypowym, skrótkowo opisano konstrukcję i zasadę działania. Przedstawiono cel budowy i sposób automatyzacji urządzenia do rozbijania brył.

Słowa kluczowe: górnictwo, robotyzacja, automatyzacja

1. WPROWADZENIE

W kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. minerał użyteczny urabiany jest za pomocą materiału wybuchowego. Urobek transportowany jest na powierzchnię wozami odstawczymi, przenośnikami i transportem pionowym, np. skipem. Przeładunek z wozów odstawczych na przenośniki taśmowe następuje na punktach przesypowych [1, 2]. Urobek dostarczany do tych punktów charakteryzuje się zróżnicowanym uziarnieniem od ziaren średnicy 1 mm do brył o objętości pojedynczych metrów sześciennych. Ponieważ duże bryły urobku mogą uszkodzić przenośnik, dlatego w punktach przesypowych montowane są sita zwane kratami. Urobek pozostający na kracie poddawany jest procesowi kruszenia za pomocą hydraulicznych młotów udarowych [3–5]. Operator, odpowiednio manipulując młotem hydraulicznym, rozbija nadziarno do wymiarów umożliwiających przepadnięcie przez oczka kraty.

Obecnie większość punktów przesypowych wyposażona jest w młoty hydrauliczne sterowane ze stanowiska operatorskiego zlokalizowanego obok punktu przesypowego. Operator, stosując różne techniki oczyszczania kraty z podziarna, odsłania bryły nadgabarytowe, które rozkrusza do wymiarów umożliwiających ich transport przenośnikiem taśmowym. W przypadku gdy operator pracuje bezpośrednio na punktach przesypowych, tzn. w kabinie sterowania lokalnego umieszczonej bezpośrednio przy kracie, narażony jest na oddziaływanie szeregu niekorzystnych czynników, takich jak: hałas, zapylenie, drgania, wysoka temperatura i wilgotność, a także zagrożenia od górotworu (zawał, tąpnięcia itp.).

Biorąc pod uwagę powyższe zagrożenia, postanowiono radykalnie je ograniczyć, opracowano i wykonano zatem zdalne sterowanie młotem. Jego pulpit zlokalizowano w pomieszczeniu oddalonym na bezpieczną odległość (nawet kilku kilometrów) od punktu przesypowego. Operator oddalony od punktu przesypowego steruje zdalnie pracą młota z użyciem

pulpitu zdalnego sterowania (rys. 1). Takie urządzenie do rozbijania brył (URB) produkowane jest przez KGHM ZANAM S.A., a jego wersja ze zdalnym sterowaniem nosi nazwę URB/ZS-1. Kolejną wersją urządzenia do rozbijania brył jest URB/ZS-3, który w sposób autonomiczny oczyszcza kratę punktu przesypowego.

Odciążenie operatora dzięki wprowadzeniu pełnej automatyzacji punktu przesypowego spowoduje zwiększenie jego wydajności, gdyż praca operatora będzie polegać na nadzorze pracy urządzeń, dzięki czemu będzie mógł kontrolować większą liczbę punktów przesypowych niż obecnie. W pracę punktów przesypowych operator będzie ingerował tylko awaryjnie. Założono, że co najmniej 80% czynności związanych z rozbijaniem brył będzie wykonywane w sposób automatyczny. A w przypadku 20% pozostałego czasu operator będzie ingerował w pracę układu autonomicznego, przejmując sterowanie punktem przesypowym. Założono, że operator głównie będzie ingerował w sytuacjach nietypowych. Dlatego układ ma możliwość przejęcia przez operatora zdalnego sterowania pracą wysięgnika.

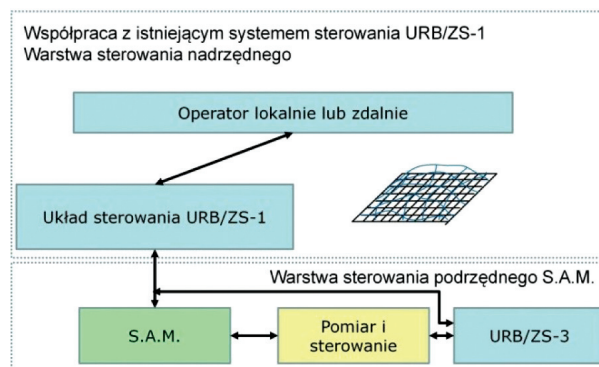
Do przeprowadzenia prac badawczo-rozwojowych powołano konsorcjum złożone z: KGHM ZANAM S.A. (Lider), Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie, KGHM CUPRUM sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe.

2. OPROGRAMOWANIE

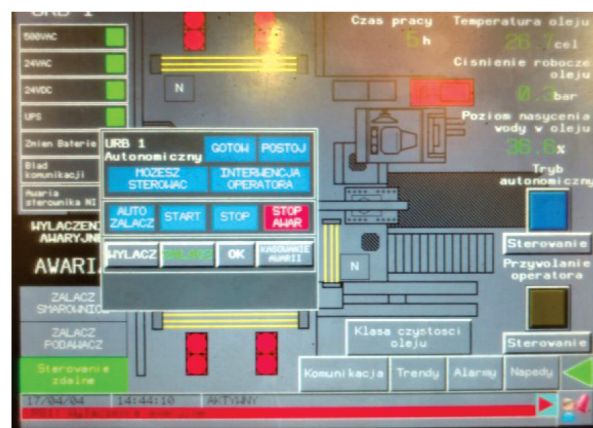
Zbudowany układ sterowania opiera się na sterowniku swobodnie programowalnym, na którym osadzony jest system operacyjny czasu rzeczywistego. System ten zapewnia synchronizację układu sterowania z czasem rzeczywistym. Na sterowniku po załączeniu zasilania automatycznie uruchamiany jest program sterujący, którego koncepcję działania pokazano na rysunku 1. Jak widać, operator zawsze jest najważniejszy i to on decyduje, czy steruje pracą młota manualnie (lokalnie lub zdalnie), czy włącza automat. Jeśli operator zdecyduje o pracy automatycznej, to włącza układ automatycznego sterowania SAM. Operator wybiera rodzaj pracy na podstawie informacji z kamer oraz danych widocznych na ekranie dotykowym pokazanym na rysunku 2.

Na rysunku 1 widać, że układ SAM steruje wysięgnikiem (URB/ZS-3) za pomocą sygnałów sterujących wyznaczonych na podstawie bieżącego stanu

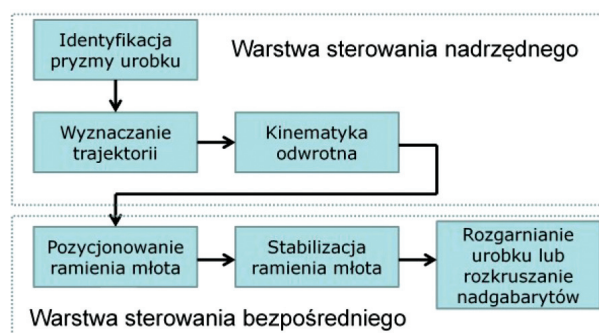
układu i wartości zadanej. Schemat blokowy układu SAM pokazano na rysunku 3. Składa się on z dwóch warstw: warstwy sterowania nadrzędnego i warstwy sterowania bezpośredniego. W warstwie nadrzędnej po zidentyfikowaniu kształtu i wymiarów pryzmy urobku system sterowania generuje trajektorię, która zostanie zrealizowana przez układ sterowania bezpośredniego. Trajektorię opracowano z użyciem algorytmów heurystycznych oraz obserwacji procesu oczyszczania kraty. Trajektorja realizowana jest w warstwie sterowania bezpośredniego.



Rys. 1. Koncepcja układu sterowania automatycznego młotem SAM



Rys. 2. Widok GUI (graficznego interfejsu operatora)



Rys. 3. Schemat blokowy systemu sterowania SAM

W układzie sterowania SAM można wyróżnić cztery główne moduły:

- moduł identyfikacji urobku,
- moduł wyznaczania trajektorii ruchu młota,
- moduł kinematyki odwrotnej,
- moduł sterowania bezpośredniego.

Identyfikacja pryzmy urobku jest podstawowym zadaniem układu SAM. Dobór sprzętu do tego zadania jest bardzo ważny. Wynikiem jego realizacji ma być urobek zalegający na kracie. Dostarczanie do układu sterowania danych w postaci cyfrowej o kształcie i położeniu pryzmy urobku lub o kształcie i położeniu nadziaren daje możliwość jego usunięcia. Dzięki wyposażeniu urządzenia URB w zespół do identyfikacji kształtu urządzenie to stało się robotem, który w sposób autonomiczny wykrywa położenie urobku na kracie, a następnie podejmuje działania mające na celu usunięcie go z niej.

Ponieważ dane o parametrach urobku są kluczowe dla działania robota URB/ZS-3, podjęto szereg prac koncepcyjnych mających na celu sformułowanie wymaganych cech tego sprzętu. Brano pod uwagę wyznaczony cel, warunki panujące w punktach przesypowych, rozmiary kraty, wysokość wyrobiska oraz wymagania układu sterowania.

Na kolejnych rysunkach 4 i 5 przedstawiono odpowiednio widok rzeczywisty urobku na kracie i jego obraz elektroniczny po skanowaniu. Na podstawie tych danych robot wyznacza trajektorię, po której się porusza.

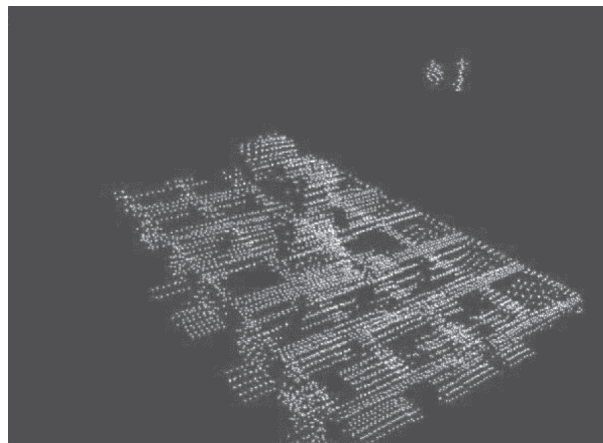
Moduł wyznaczania trajektorii ruchu młota to zamknięta część programu działająca na systemie czasu rzeczywistego. Działa ona w sposób sekwencyjny i realizuje wybrany scenariusz. Scenariusze opracowano na podstawie obserwacji pracy układu autonomicznego. Operator wybiera rodzaj scenariusza, a układ SAM go realizuje. Ponieważ w trakcie pracy młota



Rys. 4. Widok urobku na kracie

ułożenie urobku zmienia się, dlatego identyfikacja ułożenia urobku jest realizowana w sposób ciągły. Zmiany ułożenia urobku powodują, że trajektoria ruchu młota może być w każdej chwili zmieniona i rzeczywiście jest zmieniana. Dzieje się tak z wielu powodów, jako że w trakcie realizacji trajektorii działają różnego rodzaju dodatkowe mechanizmy, np. wykrywanie nadgabarytów. W wyniku reakcji na zmieniające się ułożenie urobku czy inne jego parametry moduł wyznaczania trajektorii generuje nowe trajektorie ruchu wysięgnika z młotem. Ta cecha algorytmu powoduje, że URB wyposażony w SAM staje się urządzeniem adaptującym się do zmieniających się warunków otoczenia. Zadania te układ realizuje w sposób autonomiczny, jednak operator w każdej chwili może przerwać jego pracę i przejąć kontrolę nad młotem. Taki sposób pracy jest możliwy dzięki zaproponowanej strukturze układu sterowania URB/ZS-3 pokazanej na rysunku 1. W strukturze tej układ zdalnego sterowania, który jest nadrzędnym układem, połączony jest z układem SAM. Dzięki temu operator zna stan urządzenia i informowany jest o stanach niepożądanych czy awaryjnych. Dzięki informacji zwrotnej z układu SAM operator może efektywnie nadzorować stan urządzenia, a w razie konieczności przejąć nad nim pełną kontrolę.

Wygenerowane na podstawie zidentyfikowanego urobku trajektorie przekazywane są do modułu kinematyki odwrotnej. Moduł ten z użyciem zaimplementowanego modelu kinematyki młota wyznacza zadane wysunięcia siłowników wysięgnika. Są to wartości zadane dla modułu sterowania bezpośredniego. Dzięki takiej strukturze łatwo jest skontrolować poprawność trajektorii, ich spójność czy ciągłość.



Rys. 5. Widok skanu urobku na kracie

Wartości zadane dla siłowników, wyznaczone w module kinematyki odwrotnej, są realizowane przez regulatory (rys. 7) zaimplementowane w module sterowania bezpośredniego. Moduł ten zajmuje się realizacją zadanych pozycji siłowników z użyciem regulatorów zaimplementowanych na FPGA.

3. UKŁAD AUTOMATYCZNEGO STEROWANIA URZĄDZENIEM DO ROZBIJANIA BRYŁ

Opracowany układ automatycznego oczyszczania kraty punktu przesypowego zaimplementowano na urządzeniu do rozbijania brył w wersji ze zdalnym sterowaniem URB/ZS-1. Urządzenie to wyposażone jest w sterownik PLC, pulpit do zdalnego sterowania (rys. 6) i układy wykonawcze sterowane elektrycznie. URB/ZS-1 został wdrożony do pracy w kopalni, dlatego też jest to świetna baza do dalszego rozwoju tej maszyny i wyposażenia jej w układ automatycznego sterowania, który spowoduje, że będzie ona pracowała w sposób autonomiczny.

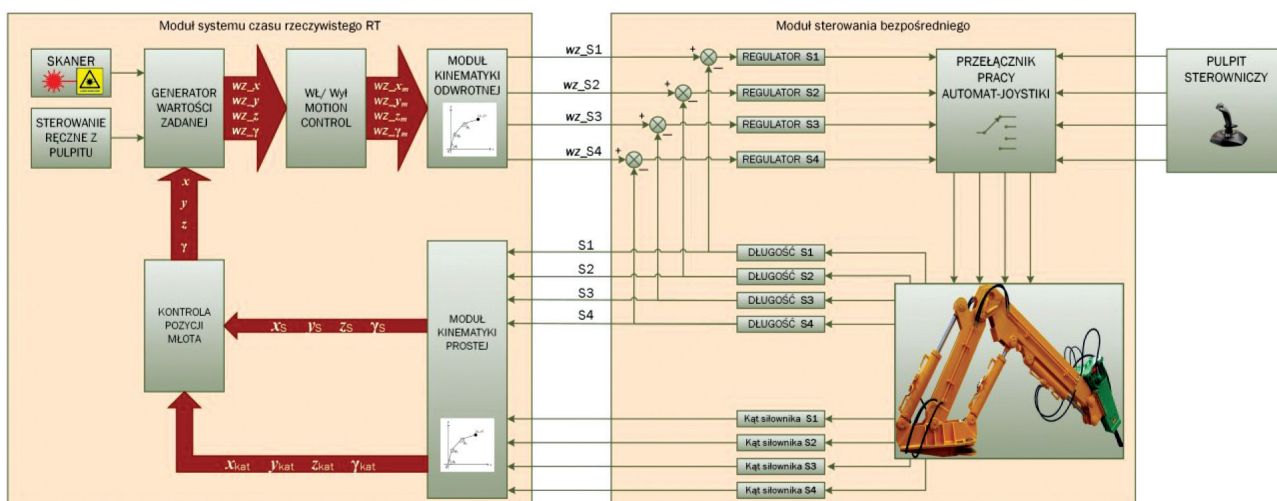


Rys. 6. Widok ogólny pulpitu operatora

Po analizie i testach konstrukcji mechanicznej i elektrycznej URB/ZS-1 oraz technologii oczyszczania kraty sformułowano główne założenia dla układu automatyki:

- układ sterowania ma działać w sposób autonomiczny,
- operator w każdej chwili może przejąć sterowanie i wyłączyć układ autonomiczny,
- co najmniej 80% czynności związanych z rozbijaniem brył urządzenie będzie wykonywać w sposób automatyczny,
- 20% pozostałego czasu operator będzie ingerował w sytuację na kracie,
- proces czyszczenia kraty z urobku będzie trwał do kilkunastu minut,
- zmiany konstrukcyjne muszą być możliwie jak najmniejsze w stosunku do układu URB/ZS-1.

Warstwa sterowania bezpośredniego pokazana na rysunku 3 zawiera czujniki i przetworniki zamontowanych na wysięgniku sterownika swobodnie programowalnych czujników w układzie hydraulicznym. W sposób dokładniejszy układ sterowania automatycznego przedstawiono na rysunku 7. Składa się on z układu pomiaru przemieszczenia siłownika, a także przemieszczeń kątowych przegubów wysięgnika. Ta redundancja na etapie badań układu miała za zadanie ograniczenie potencjalnych zagrożeń projektu. Na schemacie widać, że sygnały z urządzenia skanującego urobek, sygnały od operatora oraz bieżący stan młota są przetwarzane w bloku, który nazwano generatorem wartości zadanej. Blok ten wyznacza wartości zadane dla modułu sterowania bezpośredniego.



Rys. 7. Schemat ideowy układu sterowania

Wartość zadana podawana jest na węzeł sumacyjny, w którym wyliczany jest sygnał uchybu. Na podstawie sygnału uchybu regulatory wyznaczają sygnały sterujące, które sterują zaworami siłowników S1, S2, S3, S4. Sygnały sterujące elektrozaworami przechodzą przez blok „Przełącznik pracy automat–joystyki”, który służy do wyboru pomiędzy pracą automatyczną a sterowaniem manualnym przez operatora.

4. BADANIA I TESTY

Zbudowany układ zmontowano na stanowisku testowym w KGHM ZANAM S.A. (rys. 8). Stanowisko uruchomiono w wersji ze zdalnym sterowaniem. Po przeprowadzeniu testów ruchowych przystąpiono do uruchamiania układu automatyki SAM. W tym celu sprawdzono wszystkie tory pomiarowe, następnie wprowadzono skale i przetestowano cały układ pomiarowy. Badania obejmowały testy zakresu ruchu siłowników, zakresu pomiarowego przetworników drogi, poziomu zakłóceń, własności statycznych i dynamicznych układu.



Rys. 8. Stanowisko do badań urządzeń URB

Następnie przeprowadzono testy układu sterowania, sprawdzono sygnały sterujące elektrozaworami. Przetestowano sterowanie „ręczne” z użyciem komputera, sterując wysięgnikiem. Sprawdzono zakres sterowania, a następnie ustawiono parametry regulatorów torów sterujących siłowników. Kolejnym krokiem było uruchomienie regulatora bezpośredniego. Zweryfikowano i dostrojono nastawy regulatora, sprawdzono odpowiedź skokową dla wszystkich kanałów sterowania.

Po uruchomieniu warstwy sterowania bezpośredniego przystąpiono do uruchomienia modułów kine-

matyki prostej i odwrotnej, modułu sterowania ruchem, modułu wyznaczania trajektorii i modułów skanowania oraz analizy.

Przeprowadzone testy układów regulacji:

- zakres ruchu poszczególnych siłowników,
- prędkość siłowników,
- zakłócenia w torach pomiarowych i przesłuchy pomiędzy nimi,
- zakłócenia w trakcie ruchu.

Po uruchomieniu i przetestowaniu wszystkich modułów układu sterowania SAM przystąpiono do testów całego układu. W pierwszej kolejności wykonano kalibrację układu skanowania. Następnie przetestowano układ skanowania kraty oraz synchronizacji układów współrzędnych. Po tych podstawowych testach sprzętu i oprogramowania przeprowadzono szereg testów automatu. Między innymi przetestowano działanie dwóch scenariuszy:

- losowe rozgarnianie urobku,
- labiryntowe rozgarnianie urobku.

5. PODSUMOWANIE

W niniejszej pracy przedstawiono układ autonomicznego robota do rozbijania skał. Przedstawiono zakres przeprowadzonych prac. Skrótowno opisano układ automatyki oraz budowę programu sterującego. Opisano przeprowadzone testy, które obejmowały między innymi badania układu pomiarowego, badania układu sterującego, próby ruchowe, weryfikację modeli kinematycznych i badania modułu kinematyki, testy modułu sterowania, badania układu skanującego oraz testy połączenia sterownika SAM ze sterownikiem PLC. Przeprowadzone prace wykazały, że układ realizuje zadania w sposób zgodny z założeniami. Układy identyfikacji urobku, wyznaczania trajektorii oraz jej realizacji sprawdzają się. Prowadzone prace badawcze wykazały, że układ potrafi oczyścić kratę z urobku o znacznych gabarytach w sposób zadowalający. Następnym krokiem jest zamontowanie układu na rzeczywistej kracie zgodnie z wymaganiami przyszłego użytkownika w celu sprawdzenia jego możliwości w warunkach kopalnianych.

Podziękowania

Praca realizowana w ramach Programu CuBR finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju – umowa nr CuBR/II/1/NCBR/2015 i KGHM Polska Miedź S.A. – umowa nr KGHM-BZ-U-0737-2015.

Literatura

- [1] Krauze K., Kotwica K., Mendiya P., Bołoz Ł., Kulinowski P., Kasza P., Nawrocki M., Feliks J., Tomach P., Władzielczyk K., Kipczak P.: *Wybrane problemy urabiania, transportu i przeróbki skał trudnourabialnych. Tom 1*, Wydawnictwa AGH, Kraków 2016.
- [2] Krauze K., Orozco Álvarez D., Bołoz Ł., Iwaniec M., Krauze K., Sidor J., Tomach P., Wydro T. et al.: *Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa*, „Mechanizacja, Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie. Monografia 2012”, Łędziny 2012.
- [3] Krauze K., Pluta J., Podsiadło A., Micek P.: *Badanie ciężkich młotów hydraulicznych*, „Maszyny Górnicze” 1996, 5: 62–71.
- [4] Krauze K., Łaska Z.: *Diagnozowanie młotów Roxon i Rammer na podstawie badań stanowiskowych*, „I Międzynarodowa Konferencja Techniki Urabiania: TUR 2001. Monografia”, Kraków – Krynica 2001: 442–448.
- [5] Krauze K.: *Experimental determination of impact energy of hydraulic hammers*, „The Archive of Mechanical Engineering” 2000, 47, 1: 21–32.
- [6] Krauze K., Stopka G., Rączka W.: *Design and test result of the new solution hydraulic roof support for low seams*, „International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM” Albena, Bulgaria 2017, 17, 13: 189–196.
- [7] Sibiela M., Rączka W., Konieczny J., Kowal J.: *Optimal control based on a modified quadratic performance index for systems disturbed by sinusoidal signals*, „Mechanical Systems and Signal Processing” 2015, 64–65: 498–519.

prof. dr hab. inż. KRZYSZTOF KRAUZE

dr hab. inż. WALDEMAR RĄCZKA

dr hab. inż. MAREK SIBIELAK

dr hab. inż. JAROSŁAW KONIECZNY

Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

im. Stanisława Staszica w Krakowie

Al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

{krauze, wraczka, sibiela, konieja}@agh.edu.pl

mgr inż. DARIUSZ KUBIAK

mgr inż. HENRYK CULER

mgr inż. DANIEL BAJUS

KGHM ZANAM S.A

ul. Kopalnia 7, 59-101 Polkowice

{dariusz.kubiak1, henryk.culer,

daniel.bajus}@kghmzanam.com

