KOMTECH 2014

Instytut Techniki Górniczej

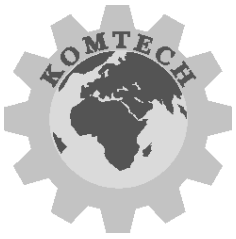
INNOWACYJNE TECHNIKI I TECHNOLOGIE DLA GÓRNICTWA

BEZPIECZEŃSTWO - EFEKTYWNOŚĆ - NIEZAWODNOŚĆ

Gliwice 2014

ISBN: 978-83-60708-83-5

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



KOMTECH 2014 INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

INNOWACYJNE TECHNIKI I TECHNOLOGIE DLA GÓRNICTWA

BEZPIECZEŃSTWO – EFEKTYWNOŚĆ – NIEZAWODNOŚĆ

Monografia

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Gliwice 2014

Redakcja naukowa monografii:
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Antoni Kozieł

Redaktor techniczny:
Mgr Anna Okulińska

Recenzenci:
Dr inż. Marek Dudek
Prof. dr inż. Horst Gondek
Dr hab. inż. Andrzej Grabowski, prof. CIOP-PIB
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Antoni Kozieł
Dr inż. Krzysztof Stankiewicz
Dr inż. Marek Szyguła
Dr inż. Jarosław Tokarczyk
Dr hab. inż. Stanisław Trenczek, prof. nadzw. ITI EMAG

Wydawca: Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374100, 2374512

Skład i druk: Komdruk-Komag sp. z o.o.
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374565, 2374563

Projekt okładki: Natalia Król

ISBN 978-83-60708-83-5

Nakład: 150 egz.

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wprowadzenie

Monografia pt. „Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa – Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność KOMTECH 2014" stanowi kompendium wiedzy o najnowszych osiągnięciach, które przedstawiono w siedmiu spójnie połączonych tematycznie rozdziałach:

1. Efektywna optymalizacja procesów produkcji w górnictwie podziemnym.
2. Innowacyjne rozwiązania maszyn i urządzeń dla górnictwa.
3. Nowoczesne systemy komputerowe wspomagające procesy projektowania i eksploatacji maszyn górniczych.
4. Nowoczesne systemy sterowania, monitoringu i diagnostyki maszyn i urządzeń dla górnictwa.
5. Zagrożenia techniczne – wymagania, identyfikacja oraz ocena.
6. Rozwiązania techniczne i organizacyjne zwiększające bezpieczeństwo pracy w górnictwie.
7. Badania maszyn i urządzeń górniczych oraz ich elementów.

W poszczególnych rozdziałach zaprezentowano wyniki prac analitycznych, naukowych, badawczo-rozwojowych i wdrożeniowych, zrealizowanych w wielu ośrodkach naukowych oraz w jednostkach przemysłowych, aktywnie uczestniczących w procesie realizacji innowacyjnej gospodarki. Główny zakres tematyczny monografii poświęcono zagadnieniom efektywności i niezawodności systemów mechanizacyjnych stosowanych w górnictwie.

Prezentowane wyniki prac naukowo-badawczych oraz wdrożeniowych są wynikiem ścisłej współpracy jednostek naukowych i przemysłowych oraz odpowiedzią na zgłaszane, zdefiniowane potrzeby ich przyszłych użytkowników.

Spełniają również nadrzędne cele jakimi są: poszerzenie wiedzy, tworzenie nowych miejsc pracy oraz poprawa bezpieczeństwa i zdrowia użytkowników maszyn i urządzeń dla górnictwa. Świadczą także o rozwoju technologicznym górnictwa i przekładają się także na wartość ekonomiczną.

Składając podziękowania autorom publikacji oraz recenzentom, redaktorzy naukowi monografii wyrażają nadzieję, że treści w niej zawarte znajdą szeroki odbiór czytelników i przyczynią się do doskonalenia mechanizmów na wszystkich szczeblach organizacji i produkcji w zakładach górnictwa podziemnego.

prof. dr hab. inż. Adam Klich
dr inż. Antoni Kozieł

Gliwice, listopad 2014 r. Redaktorzy naukowi monografii

Spis treści

str.

1. EFEKTYWNA OPTYMALIZACJA PROCESÓW PRODUKCJI W GÓRNICTWIE PODZIEMNYM

1.1. Korzyści z optymalizacji procesów górniczych 9

1.2. Standaryzacja w przesyle informacji - podstawą obniżenia kosztów integracji systemów 23

1.3. System UGPS – wykorzystanie systemu lokalizacji pod ziemią 33

1.4. Efektywność kompleksów ścianowych w aspekcie planowania i harmonogramowania produkcji 43

2. INNOWACYJNE ROZWIĄZANIA MASZYN I URZĄDZEŃ DLA GÓRNICTWA

2.1. Kierunki rozwoju maszyn do mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych 59

2.2. Efektywne technologie eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego 83

2.3. Rozwój systemu transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, a możliwości jego wykorzystania 101

2.4. Typoszereg wciągników łańcuchowych efektem współpracy Instytutu Techniki Górniczej KOMAG z Fabryką Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o. 113

2.5. Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie do zastosowania w strefach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego 125

2.6. Innowacyjny system napinania łańcucha w przenośniku zgrzebłowym 135

2.7. System posuwu Flextrack zwiększający trwałość i niezawodność napędu kombajnu ścianowego 151

2.8. Dynamiczny system napinania taśmy w podziemnym przenośniku taśmowym z zastosowaniem bębna sprężynowego 163

3. NOWOCZESNE SYSTEMY KOMPUTEROWE WSPOMAGAJĄCE PROCESY PROJEKTOWANIA I EKSPLOATACJI MASZYN GÓRNICZYCH

3.1. Wspomaganie procesu konfiguracji i oceny środków pomocniczego transportu kopalnianego przy użyciu systemu STD 171

3.2. Narzędzia informatyczne podwyższające kompetencje interpersonalne osób dozoru ruchu i kompetencje fachowe robotników - Projekt PROFI 183

3.3. Wirtualne prototypowanie w tworzeniu algorytmu sterowania przenośnikiem zgrzebłowym 195

4. NOWOCZESNE SYSTEMY STEROWANIA, MONITORINGU I DIAGNOSTYKI MASZYN I URZĄDZEŃ DLA GÓRNICTWA

4.1. Systemy wbudowane w zespołach sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji dla górnictwa 207

4.2. Inteligentne systemy sterowania ruchem ścianowych przenośników zgrzebłowych produkcji Kopex Machinery S.A. 219

4.3. Rozbudowa funkcjonalności systemu rozproszonego sterowania KOGASTER 229

4.4. Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówień hydrauliki sterującej zmechanizowanej obudowy ścianowej - według KW ZRP Bieruń 239

4.5. Priorytety sterowania w algorytmie dedykowanym do przenośników pracujących na dużym nachyleniu 249

5. ZAGROŻENIA TECHNICZNE - WYMAGANIA, IDENTYFIKACJA ORAZ OCENA

5.1. Definiowanie wymagań technicznych oraz wymagań bezpieczeństwa maszyn i urządzeń górniczych w normach krajowych 261

5.2. Zagrożenia techniczne w aspekcie możliwości inicjacji wybuchu w kopalniach 275

5.3. Ocena ryzyka w procesie projektowania maszyn i urządzeń przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych 291

5.4. Prowokowanie wstrząsów górotworu techniką strzelniczą 303

6. ROZWIĄZANIA TECHNICZNE I ORGANIZACYJNE ZWIĘKSZAJĄCE BEZPIECZEŃSTWO PRACY W GÓRNICTWIE

6.1. Określenie wymaganych poziomów odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa realizowanych w maszynach górniczych 313

6.2. Algorytm wyznaczania Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa SIL 325

6.3. Kryteria projektowe dla zmechanizowanych obudów ścianowych według procedur zakładowych KW ZRP 339

6.4. Exonik - pneumatyczna kamizelka stabilizująca dynamicznie układ ruchu człowieka 347

7. BADANIA MASZYN I URZĄDZEŃ GÓRNICZYCH ORAZ ICH ELEMENTÓW

7.1. Badania kombajnu ścianowego typu KSW-800NE prowadzone w ramach projektu INERG 365

7.2. Badania eksploatacyjne wybranych podsystemów kombajnu KSW-800NE 373

7.3. Badania wpływu kąta przyłożenia na obciążenie noża stożkowego 393

7.4. Badania i analiza układu zasilająco-sterującego górniczej lokomotywy akumulatorowej 405
7.5. Dynamika uderzenia skały w taśmę przenośnika taśmowego z podstawką udarową 417
7.6. Metoda wyznaczania wydłużeń sprężystych łańcucha zgrzebłowego w algorytmie ASTEN 425
7.7. Wykorzystanie przestrzeni pod tłokiem rdzennika wewnętrznego stojaka teleskopowego do łagodzenia zjawisk gwałtownych osunięć stropu 437
7.8. System rekuperacji energii cieplnej – badania i zastosowanie 457
7.9. Bezpieczne, awaryjne (krańcowe) hamowanie naczyń górniczych urządzeń wyciągowych 471

Indeks autorów 483
Streszczenia w języku polskim i angielskim 485

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Korzyści z optymalizacji procesów górniczych

Christoph Mueller - MineTronics GmbH

1. The Way towards Process Optimization

Low commodity prices always question the efficiency of underground mining operations. At the same time it is often known that the practical utilization of all the costly investments into machines and equipment is not as high as it could be; A fact that would result in higher raw income by increased production and less cost by higher efficiency of equipment and personnel.

Already in the late 1990's, mining companies like LKAB started to regard a mine as a "*Moving raw material factory*" [2], meaning that all the mining operations should be regarded and handled like a production or process plant above ground. This goal however collides with a German miner's word which says "*it's dark in front of the pick*", meaning that in mining nobody knows what will be happening in the next minute, a fact which still is well known to all underground operations where not only the *underground raw material factory* is in operation, but at the same time a new factory is permanently being built by development of new roadways and infrastructure.

Therefore, optimization of these highly dynamic operations is a far bigger challenge than just building a production plant in order to produce millions of well defined similar products.

Traditionally, the underground work was performed in more or less isolated teams e.g. for different drill-and-blast operations or even just for parts of those operations like drilling, blasting and loading. The work coordination was done on a daily or shift basis as communication during the shifts was either impossible or subject to long physical riding time needed. Productivity was limited resulting in permanent delays due to broken tools, lack of material, lack of water, electricity etc. Also the start of a new work item often was and is delayed just due to the fact that "*we don't start with that right now, the shift ends soon...*".

Process Optimization means maximizing the efficiency of a process[4], which can be related to mining be interpreted as integrating all parts of ongoing operations int a fully real time coordinated process.

This definition has the following technical consequences on the underground operations.

Coordinating the work and all exceptions in real time underlines the importance of communications as an essential precondition for enabling any kind for coordination during ongoing operations. Communication in this sense does not only mean voice communication, but also covers electronic

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

information exchange from machines and equipment and IT systems. This means to communicate all information relevant for dispatch and availability of the equipment. It does not mean to communication detail raw data from the machines in real time.

A second elementary precondition to establish Process Optimization successfully and cost effectively is the use of standardized information exchange formats: Precisely as the communication system available provides the "voice" as a tool for all humans on the globe to communicate with each other, they additionally need to speak a common language to really understand each other.

The third basic requirement is to enable the process managers above ground to coordinate the ongoing operations and to make decisions in order to solve daily problems so the create minimum disturbance of the ongoing production. For this purpose, the Process Manager needs an IT system which makes him see the ongoing work on a timeline and in a location based context.

2. Planning of Process Optimized underground systems

For a successful Process Optimization all these systems need to be compatible to each other, so a strategic planning and specification of the *overall requirements* has to be followed by a stepwise introduction and implementation of single parts of the system.

It is clear, that a fully process optimized mine needs significant investments to be performed. However, these investments can be performed in a way so they always assure a quick return on investment (RoI) by the generated benefits.

In order to be able to assure the RoI is generated with each step introduced, a flexible general architecture is needed. The first step is a comparison of the performance of specific operations with "*best in class*" values of similar operations in international context. Taking into account that every single mine is an individual installation, this is accompanied by an independent analysis of the own operations in terms of "*how much would we be able to increase efficiency of* ...". Basis for these comparative analysis are e.g. meters of tunnel driving per day, week or month, utilization of any kind of equipment, Mean Time To Repair (MTTR) when equipment breaks down etc.

Thereby a comparison is created which makes it easy to derive Key Performance Indicators (KPI's) to assess the monetary efficiency of certain measures. After the architecture and pre-design of the Process Optimization is performed, this information is then used for an assessment of which Process Optimization measures give the highest and fastest Return on Investment. It can thereby be used as an implementation plan starting with the most profitable

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

elements. Using the KPI's consequently, the success is directly measurable in monetary form.

This results in the following project strategy:

1. Identification of the most process critical areas and optimization potentials.
2. Perform an ideal and scalable architecture and pre-design (see chapters below).
3. Assess at what cost existing parts can be integrated.
4. Prepare an implementation plan allowing to verify the KPIs at certain milestones assuring that the ROI goals are met.
5. Scale up the successful implementations vertically.
6. Extend the system horziontally to further operational areas until all areas with promising RoI are covered.

Even if Process Optimization projects can only be implemented stepwise and iteratively, it is the intention to integrate all mining operations in central overviews for better decision making and higher efficiency. The technical preconditions are created by the system architecture and design (Step 2 above). This is the stage, where the final cost and the overall efficiency of the entire project are determined. Therefore it is of enormous importance to carry out this step independently from any external restrictions, because restrictions like "*...oh, we already have this and that which we need to use...*" in the end may create higher cost due to additional interfaces and workarounds needed. This method may ultimately result in the fact that the ROI never can be reached. The strategy instead should be to assess at what cost existing parts can be integrated (Step 3) and what benefits result from the integration of existing parts versus using the methods proposed in the "*clean*" architecture acc. to step 2. From this comparative cost-benefit analysis simply the method of the best economic results is chosen.

Often it is necessary in this stage also to fully intentionally decide that certain parts will not be implemented to full extend: This may be the case e.g. for certain machines too old to be equipped with some status communication system. Instead the operator may get a mobile device to manually report the status etc.

The implementation plan (step 4) starts with the functionality determined with the highest Return on Investment in a scale just big enough to verify the respective KPIs are reached. The implementation plan has to be scalable in two dimensions (step 5 and 6).

Scaling the project vertically means that a functionality proven in small scale is rolled out to all similar or identical operations: After e.g. the system was

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

working on proven performance on one Drill-and-blast site it is then extended to all Drill-and-blast worksites.

Scaling the project horizontally means to extend the project to further areas (e.g. from Drill-and-blast to Logistics to Maintenance etc).

It should be mentioned, that the overall project may be subject to general entry cost for architecture, design and for certain investments needed to start up the first project. Beyond planning this may be cost for a basic communication system to be installed and for central IT installations needed right from the start. As these cost are general cost for the overall mine Process Optimization project they have to be accounted in this way, rather than charging such cost to the project implemented first, which then in turn never has any chance to become profitable!

The following chapters explain key demands for three general technologies required for successful Process Optimization projects.

3. Underground Communications

Without any communication, ongoing underground operations can only be coordinated on a shift-by-shift basis. Traditional underground communication systems like hard wired phones, Interkom, Leaky Feeder or radio systems enable not much more than a basic voice communication.

Lack of communication results in typical behavior of staff underground, just one example: Worksite supervisors "*buffer*" lots of material and resources right at the work place in order to enable the team to safely reach their production targets: "*Who knows when we get the next supplies...*"

Optimization of operations however means minimized buffering, "*in time*" and "*just in time*" delivery of material as well as quick recovery from unexpected situations. This in turn leads to a significant increase in work coordination, which consequently also has to be in "*real time*". Coordination consequently means communication, as seamless as possible, even under ground.

An important aspect is the usability of the communication system for safety purposes as a communication system is an important infrastructure investment which should pay off by being used for all communication purposes rather to install and maintain different systems for different purposes [9]. A research about the resilience of Mine Communication Systems conducted in the EU RFCS EMTECH project [1] came to the conclusion that none of the traditional communication systems used for safety related underground communication today complies with up-to-date technical possibilities nor fulfill

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

safety related regulations applicable to safety related communication in other industries.

This especially relates to the resilience of the cabling systems used and to the availability of the communication system when the connections to central systems are lost in an emergency. While these systems could be upgraded to single failure redundancy by implementing proprietary methods, solely Ethernet is able to provide a standards based ring or mesh redundancy of the cabling [1, 7].

As a conclusion, the best practice today is to equip the underground mines with fiber optic and wireless Ethernet based communication following the same standards like all office networks and the Internet. In these installations, solely the functional resilience in case of connection loss to above ground caused by cable breaks in completely random locations may be problematic. This can only be solved when using underground network infrastructure equipment featuring individual application intelligence to assure local communication being maintained in such cases.

An underground communication system as a major infrastructure investment not necessarily has to cover all the underground mine. It is a good strategy to limit the expensive installation of stationary fiber optic cable to the main infrastructure tunnels and use easy to move pre-fabricated fiber optics in the temporary workings.

Another Process Optimization related communication aspect is tracking together with many other location based applications like navigation, collision warning etc. Also in this area a large amount of systems is commercially available. Most of these systems are providing isolated solutions for isolated problems like one for tracking of people, one for collision warnings and another for access control gates. Most systems need an individual server and display above ground to show the tracking data. An universally usable and fully open interface to provide the tracking data to other IT systems mostly is missing, also because the systems do not use a commonly defined geospatial identification for reported underground locations.

Now, a new promising technology "*UGPS*®" is announced on the market [8], which consists of anchor nodes (the underground "*satellites*") which will provide accurate location information to mobile devices and at the same time enable small band communication of e.g. machine stati and text messages. The positioning accuracy of the system is below one meter but, as with the above ground GPS, depends on the number of nodes visible by a mobile device and reaches down to a few centimeters in best case. This system thereby has the potential of being used as a sole positioning/tracking and status communication system in the field where no further network installation is possible or efficient.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Standardization of information exchange

Using a standardized, fully network based communication system hardware is only one basic and general precondition to cost effectively carry out Process Optimization projects. Precisely as people are using a common language to understand each other while talking to each other, electronic devices hooked up to a standardized network also need to standardize on a common "*language*" in order to be able to electronically process the information sent by each other. Without such standardized definitions the cost for implementation of all the individual interfaces would be tremendous, questioning the efficiency of any Process Optimization project.

As in our daily life, many thing including e.g. mobile phones and homebanking would not work without standardization. This was also seen by the mining industry in creation of the "*International Rock Excavation Data Exchange Standard*" (IREDES) [6]. This standard defines information exchange for machines and underground equipment on an application level to assure cost efficient information flow along the working chain and to higher level computing systems.

In addition, IREDES provides important basic information exchange routines e.g. for the use of coordinate systems underground and how to synchronize those with working machines. The standard also is being used for tracking information and for the exchange of messages, which is an important part of Process Optimization.

Other standardized information may be made available to Process Optimization projects from Supervisory Control And Data Acquisition (SCADA) systems as OPC/UA data, where it is important that only the /UA version of OPC provides an really OPEN data exchange format. Other standardized information exchange from commercial or ERP systems may be performed in open formats using WebServices.

5. Bringing it together: Decision support software

The central element in underground mine Process Optimization projects is the software which combines and visualizes all process coordination relevant information in order to support the process manager in his decision making. This means that the software provides an user interface between the process information and the process manager. The software has to present all information needed to handle exceptions and to make operational decisions in the most efficient way.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

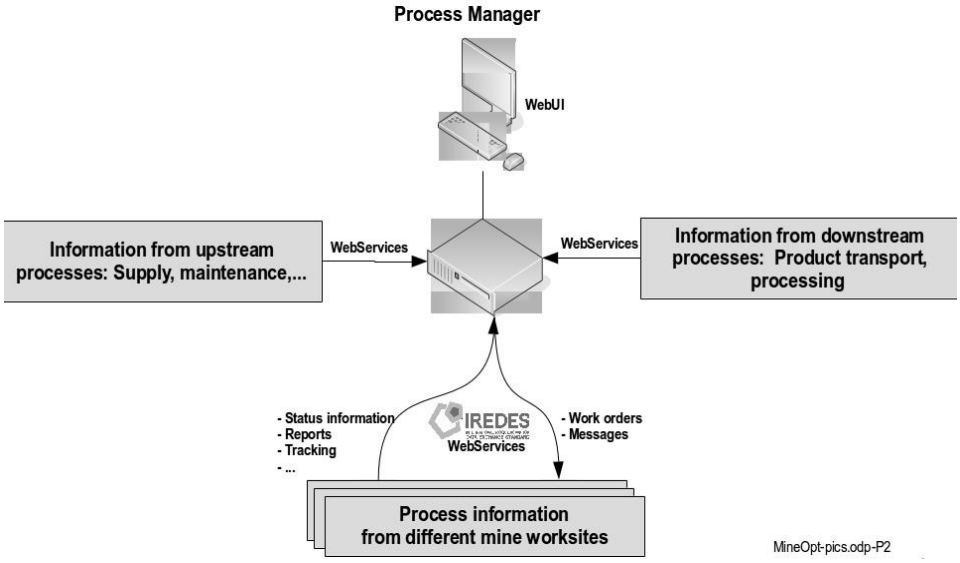


Fig.1. Process Optimization software and interfaces

This again underlines the needs for simple interfaces for easy to use and standardized electronic information exchange. At this point (Fig. 1), not only information from the process as such has to be shown and worked with, but also information from upstream and downstream processes interacting with the work in the mine like the supply of energy, maintenance scheduling information or information from the processing plant receiving the output from the mine. The following example may explain the importance.

Anticipated that the main product conveyor belt from the mine to the processing plant has a pending maintenance requiring shutdown of the belt. While this is not scheduled yet, a process problem occurs in the processing plant after some time requiring the product flow from the mine to be stopped. As the process manager gets the information about the stop in the plant, he may inform himself on the details and then order the conveyor belt maintenance to be carried out directly thereby rescheduling maintenance personnel from other work with lower importance. This prevents a separate stop of the belt being caused by the maintenance. The overall efficiency increased.

An important feature of this software for underground mining is the visualization of the ongoing work in a location based context: What is going on in which location right now and what is the status? This is performed in different layers within a zoomable graphic also showing tracking information from people, machines and assets.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

6. Process Optimization Success: Logistics

From the OPTIMINE project, two application examples of process optimization tasks are shown. The first example shows how a tracking system for material and containers at RAG Anthrazit Ibbenbüren GmbH improved material logistics performance [3].

RAG Anthrazit uses containers on surface train cars for above ground and shaft transport in combination with monorail train sets for all underground transportation.

The deployment of passive RFID readers along vital points, both above- and under ground, enables RAG Anthrazit to keep track of their material transports in real time. For that purpose, each container is equipped with a passive RFID tag (Fig.2).

Fig.2. RFID tag and material commissioning label

The system is set up very scalable: It started as proof-of-concept with just a few RFID readers and tags on containers. After the functionality was approved, the system was extend to nearly 2000 containers and about 30 RFID readers underground.

The material transports are initiated by the existing enterprise resource planning (ERP) system, which prints commissioning labels with clear text and a barcode. This label contains the bar code as well as the date, the embark point, the destination station and payload material information. This label is attached onto the container after the material has been loaded right beside the container's RFID tag (Fig. 3). In case multiple commissions for the same destination fit into a single container, even multiple labels are placed beside each other.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

On its way to the shaft, the wagon passes through a "*marriage station*" which reads the RFID tag and simultaneously scans the bar code tag(s). This way, the bar codes gets automatically linked ("*married*") with the RFID tag of the wagon inside the tracking system's database. From now on, the material can be tracked both by it's commissioning data and by the number of the container it is loaded into.

Every time the container from now on passes one of the RFID readers located at the shaft and along the routes throughout the mine, the RFID tag on the container is read and the corresponding database entry is updated with the new location information. As also the locomotives are equipped with RFID tags, also the train locations can be tracked. A client software retrieves all relevant data and displays it graphically (Fig. 4).

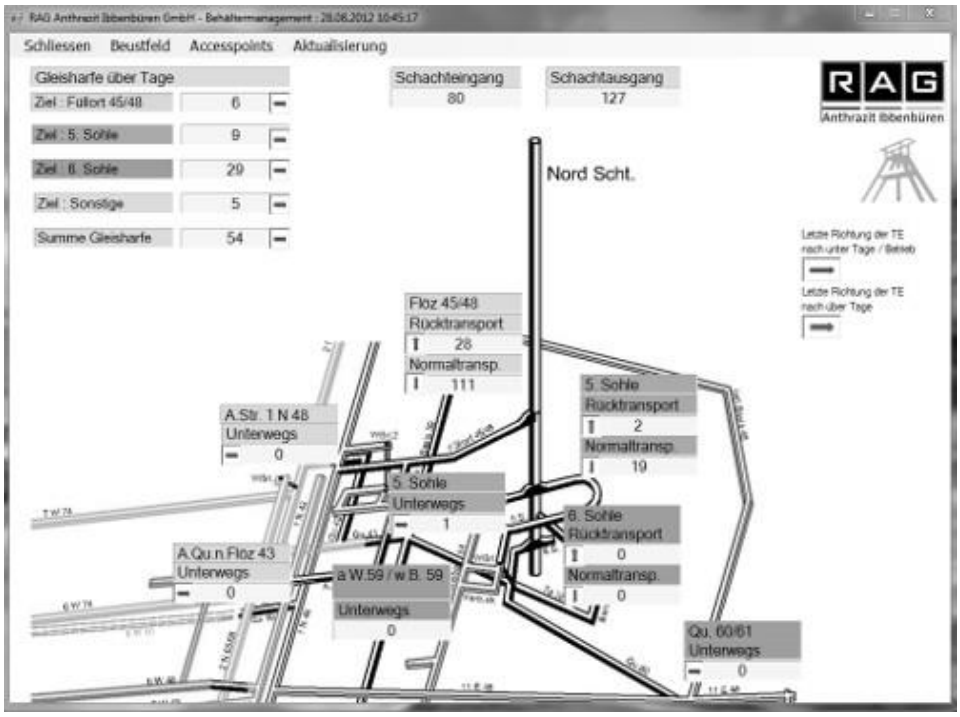


Fig.3. Visualization of RFID based train tracking

Using this technology, RAG Anthrazit is able to not only perform close to real time tracking of its transports and to coordinate logistics underground in near real time. Another software is used to find current locations of containers and material as well as for performing detailed analysis of the material logistics processes which is vital to perform structural optimizations of the logistic processes.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

During the OPTIMINE project, this logistics project was leading to an increase of logistics performance by over 30%, meaning that the number of containers delivered increased from ca. 2 to about 3 per man shift worked by the logistics staff [5].

7. Process Optimization Success: Messaging

During the OPTIMINE project [3, 5] the efficiency of being able to reach people in time was demonstrated by using Ethernet based telephones as well as electronic text messenger (pagers). In process optimization context, the usage of text messaging systems is of special interest as this communication can be logged and electronically analyzed for optimization purposes if structured and electronically identifiable messages are used. Another advantage with the use of predefined messages is that the mobile messaging devices (Fig. 4) do not need to be equipped with (alpha)numeric keyboards which also speeds up the message creation process. Instead, the message is simply selected from a list of predefined texts. This type of structured text message and work order communication is currently being standardized within the IREDES initiative.

Fig.4. Pager - Right in charging station

The permanent reachability of maintenance staff in a longwall operation at Premogovnik Velenje improved by 77% compared to the time before [5]. This way the Mean Time To Repair (MTTR) of a longwall installation was reduced from an average of 5 hrs to an average of 3,5 hrs! [5] Taking into account the cost of production loss of a longwall, it easily can be seen that even with a bigger investment for communication technology, it does not take long to achieve the full Return on Investment!

8. Outlook: Drill-and-blast optimization

With these results from the OPTIMINE project in mind, the next project will implement the decision support software as described above for Drill-and-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

blast operations. The motivation for this came from a CTO of a big mining company stating "*If we could improve the performance of the Drill-and-blast process by only a few per cent, this would mean millions for us*".

Drill-and-blast is a discontinuous process carried out in every mine in several locations simultaneously at least for roadway development. As the entire work chain is covered by an IREDES defined information exchange, the standardized interfaces can be used right away.

The user interface for the process manager consists of several parts (Fig. 5): A Gantt-chart showing the process details of the ongoing and planned work steps for one single work site or for multiple sites together with their status. Via menus and sub-menus the status of the individual work sites and sub processes may be queried.

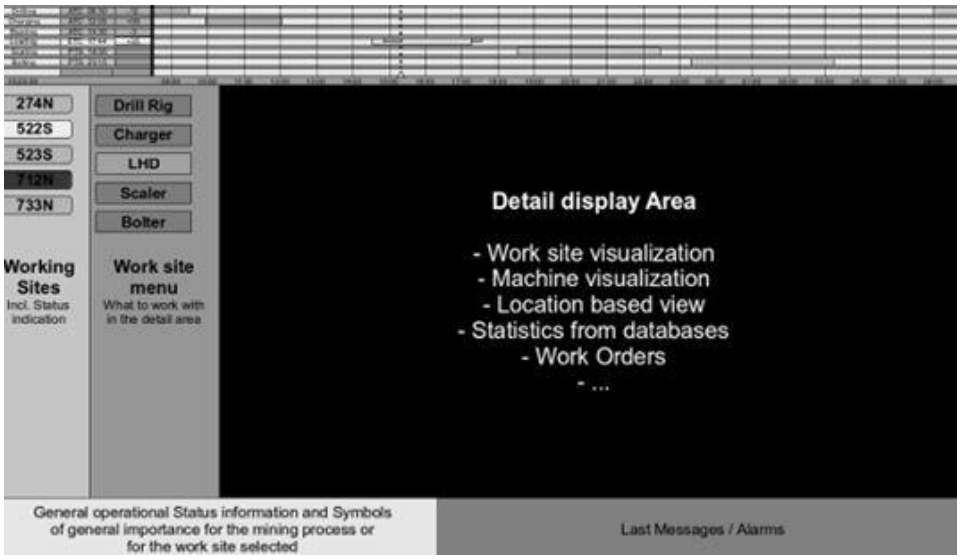


Fig.5. Screen design for Process Optimization software

The main area displays detail information from a work site or the status of multiple or all work sites within a location based visualization. This location based visualization can also be used to show locations of specialists or machines in order to be able to dispatch a new machine to a worksite after a breakdown.

Further display areas show general status information of supply, energy etc as well as an area with alarm or other messages of coordination relevant importance.

The communication to the machines and the operators is carried out via standard networks and the IREDES standard. This also includes the communication to the operators on site using structured text messaging.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

It can be expected that this process transparency will lead to a significant increase of the overall drill-and-blast process performance resulting in the "*millions*" of cost savings from the citation above.

9. Conclusions

Process Optimization is the next step change in increasing mining performance after mechanization and automation. Process optimization needs communication, standardization of information exchange and integrative software systems for information concentration and decision support.

The Key Performance Indicators from two comparatively small project examples presented in the paper showed the increase in underground logistics performance by 30% and the reduction of the Mean Time To Repair for a longwall installation by over 30% through instant access to specialists by online communications.

Even if Process Optimization is not in the urgent focus today at most mining companies, the examples above have shown that the economic benefits are so surprisingly high that especially in times of low commodity prices mining companies would need to urgently start investing into related projects in order to assure long term competitiveness.

Even without starting Process Optimization projects, the long term investment can be prepared by entering into a pre-design which results in guidelines to secure that all future investments are "Process Optimization Ready": This relates to the purchase of network compliant communication systems, The purchase of machines and tracking systems providing IREDES standard compliant information exchange etc. When the related optimization projects are started later, these investments are secure and the project can rely on that no expensive individual implementations or parallel installations are needed.

References

1. Brenkley, D., EU RFCS EMTECH Project: Final report, Brussels, Belgium: 2012.
2. Wigdén, I., "To install automation equipment in an underground mine", Proceedings of the 6th International Symposium on Mine Mechanization and Automation, P 267ff, Johannesburg, 2001.
3. Hübner, A: Automation, IT and Logistics: "Applications for the optimized mine", Paper on the AIMS conference, 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Wikipedia: “Process Optimization”, www.wikipedia.org 25.9.2014.
5. Bendrat, M., Dauber Ch.: “Key Performance Indicators - A tool to assess ICT-applications in underground coal mines”, Paper on the AIMS conference, Aachen 2014.
6. Korczynski, M., Kozminski, M. “Efficient implementation of Process Optimization using standardized Information Exchange”, Paper on the AIMS conference, Aachen 2014.
7. Mueller, C. and Noack, A, Safety Support Functions for Underground Network Communications, in 'Proceedings of the 35th Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industry Symposium 2011 (APCOM 2011) ', Wollongong, Australia: E. Baafi, Curran Associates Inc, p 827ff: 2011.
8. Moore, Paul “Underground Communication”, International Mining Magazine, 09/2014.
9. Mueller, Ch.: “Architecture and application of modern mining networks for process optimization and increased underground safety”, Paper on the AIMS conference, Aachen 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Standaryzacja w przesyle informacji - podstawą obniżenia kosztów integracji systemów

Michał Koźmiński – MT-Silesia Sp. z o. o., **Christoph Mueller** – IREDES International Rock Excavation Data Exchange Standard

1. Introduction

Modern mining technology today is moving from mechanization and automation towards process optimization. This means further increase in overall productivity originates from the efficient organization of the overall production process [2]. This can be achieved by integration of production systems and continuous flow of information so crucial decisions can be taken immediately and planning can be done basing on the most actual and reliable reports. The standardized information exchange brings benefits for both the end customer who can choose most suitable solutions without risking high costs and machine manufacturers who work only once on the data exchange technology.

The International Rock Excavation Data Exchange Standard, "IREDES", was launched in 2000 with support of major players in the mining industry. It provides easy ways of using multi vendor equipment installations in data controlled mining processes and it shall reduce cost for interface development at all parties involved. By using the IREDES standard, the information produced by machines from different vendors is compatible to each other, so machines are able to "understand" each other. Moreover, the efficiency of data acquisition, storage, maintenance, and management is dramatically enhanced by unifying the language semantics of same type equipment or information acquisition needs.

To be able to efficiently integrate all work along a process chain, information has to flow along the process describing how single steps were carried out as e.g. in Drill Planning – Drilling – Charging – Blasting – Loading for the drill and blast process. In respect to electronically automated machines in use today information flow means data communication. Traditionally, data communication between machines and computers was carried out using proprietary communication between the machine and a machine vendor supplied PC. This blocks efficient use of the data in two ways:

1. "Horizontally" alongside the process as most mines have to use fleets of machines from different manufacturers where the need of using identical plans or reports is obvious when the overall production process has to be organized efficiently.
2. "Vertically" from the machines working in the process to higher level computer systems used for Supervisory Control and Data Acquisition ("SCADA"), Dispatch systems and production management.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

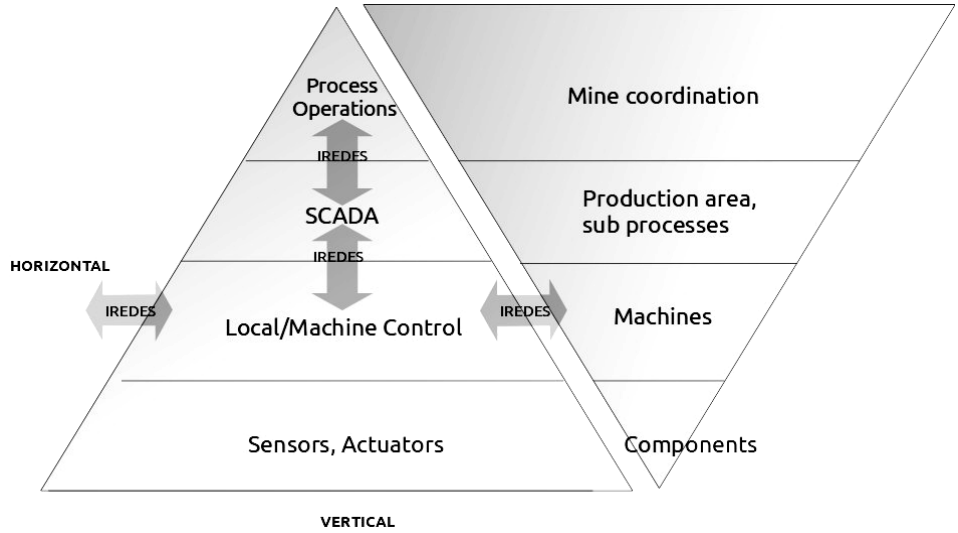


Fig.1. Automation pyramid [source: own elaboration]

Figure 1 shows the areas of IREDES application and the importance of standardization in the mining process: As soon information exchange is needed off board a machine – to other machines for machine-to-machine communication on a work site level and when information needs to be exchanged to higher levels in the overall process, IREDES is the technology of choice to perform the information exchange. The principle is that raw data is kept on the respective level and concentrated information is exchanged to the next higher level in the process pyramid.

In the first phase of the IREDES standard development, the focus was on off board information exchange of all machines along the drill-and-blast working chain. Continuous development has created agreed standards for drill rigs, LHD trucks, chargers and shotcrete machines. The IREDES drill rig profile was the first one developed; it was defined in 2001 and initially used in Atlas Copco's Simba L6C rig at LKAB's mines in northern Sweden in 2002. In 2009, the IREDES scope was extended to cover all aspects of mining related information exchange on the well proven IREDES architecture [3].

2. The Architecture

The architecture of the standard is closely designed to the intended applications implementing a high degree of flexibility. This shall be explained using the standard drill-and-blast rock excavation working cycle as an example. This work is carried out sequentially using different types of machines (Fig. 2). Today, nearly all the machines used in this working cycle can be data controlled, starting with the drill rig which receives electronic drill plans previously prepared on an office computer.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

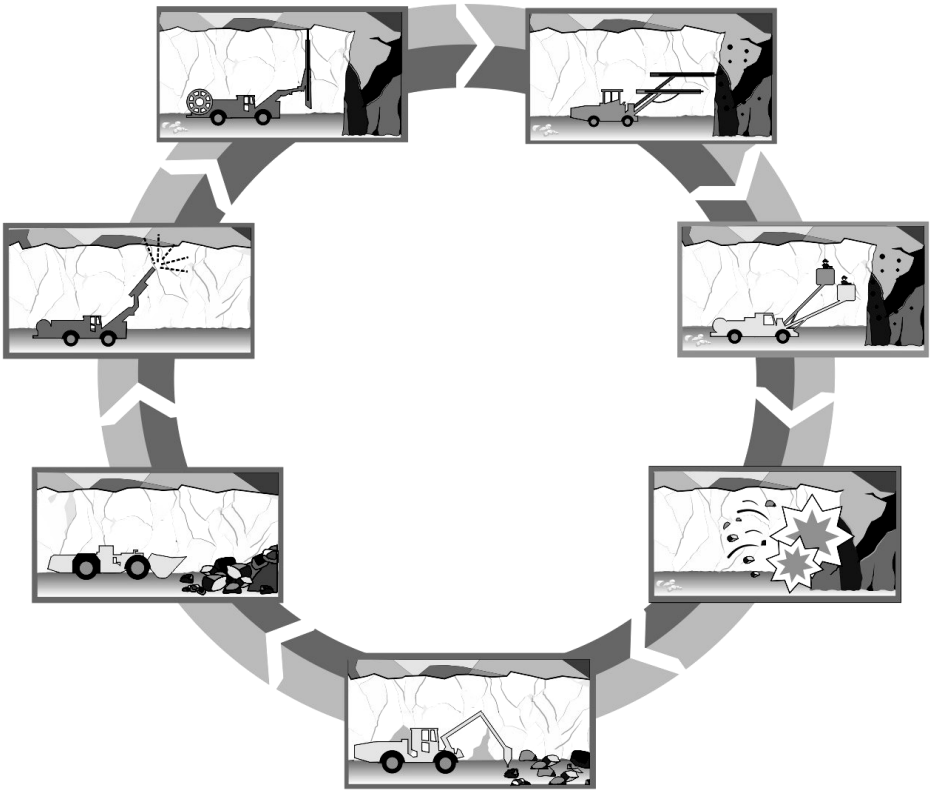


Fig.2. Drill-and-blast cycle [source: own elaboration]

These plans are prepared in the IREDES production plan format using the Drill Rigs application profile. The result is an electronic drill plan, which is directly "understandable" for any compatible drill rig regardless of type and manufacture. While the drill rig performs its work, it is acquiring a lot of data from the drilling process. This data is analyzed directly on the machine and turned into the information available in two different kinds of reports:

1. The Production Performance Report defines the performance and thereby the quantitative result of the operations over a certain amount of time ("what was done"), which mostly is measured over a shift or a day. This information is of interest for the production department and for operational dispatch.
2. The Production Quality Report defines the qualitative outcome of an operation. This information is reported basing on the working sequence of a machine. In case of a drill rig this report is always generated once per round containing all holes drilled during this round.

Additional profiles may be defined dependent on the type of machine: For drill rigs a special type of Quality Report contains Measurement-While-Drilling

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

data, stating details of how each hole was drilled by giving the drill parameters like thrust torque and RPM in sub second intervals. This information is of special interest for optimized calculation of the following charging and blasting process, as well as for analysis of drill cores in case of exploration drilling.

The IREDES data exchange schema utilizes XML (eXtensible Markup Language) and XSD (XML Schema Definition) as a commonly used "grammar" to normalize the format of the exchanged mining related content. These XML technologies are widely used throughout the Internet to communicate the database originated content of web pages. XML and XML schemes are also used broadly for standardization of information exchange in other industries. IREDES conformant plans or reports can be handled in files and stored on memory media or communicated via networks.

For real-time "on-line" communication of time critical information such as momentary machine status, IREDES defines OPC UA and plain Web services as carrier platforms, which assures that both commercial IT systems can be connected (via Web services) as well as automation devices (OPC UA). With IREDES, the information exchange in the mining process has become "predefined". Each stage of the process chain focuses on its own work instead of how to exchange data. This is "what" rather than "how" to communicate with the next stage of production.

For drill and blast process this means that all the work done prior to drilling starts is compiled to one IREDES drill plan file. This standardized file is then loaded to one or more drill rigs. Drill rigs perform their work in accordance to the plan. During the work the IREDES compatible drill rig may report its status and progress on line via network using the IREDES on-line profiles. After a shift is finished, the drill rig creates an IREDES performance report reporting about what has been done by the drill rig during the reporting period (Drill meters, operation hours, etc.). After the round is completely drilled, the drill rig creates an IREDES quality report stating how the work has been carried out: This is in case of the drill rig the drill hole positions, orientation and problems during drilling of each single hole. Also "Measurement-while-drilling" (MWD) data is optional part of the IREDES quality reports.

The IREDES reports are then forwarded to central IT systems, where they are stored and compiled for further use in coming process steps like charging trucks using the IREDES Charger profile in order to charge the explosive basing on the results of the drilling operation.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Fig.3. Charmec machine from Normet [source: www.iredes.org]

During the complete process, data conversion is not needed because the IREDES standardization data format is utilized in every stage. Note that it is not even necessary to consider about who are the manufacturers of the drill rigs and the charging trucks and which model they are! It may just be that single optional functions are supported only by specific machine options. However such optional entries in the standard may never be required to fulfill the standard. Options just are allowed to add comfort, quality and performance of operations.

To those who care only about information rather than data, IREDES schemas are just some "forms" to be filled in electronically. And they are very flexible, so the same principles applies to other mining process components: tracking of equipment produced by vendor A should produce the same grammatical content as equipment produced by vendor B. Cooperative work described above becomes easier and much more efficient. And Machine-To-Machine communication is easy to be implemented and safe.

In addition to the efficiency and convenience improvement brought by standardization, complexity for system expansion of software management platform is also reduced. When new elements need to be added to maintenance and management system, they are ready to seamlessly adapted since they already "speak the same language".

As the standard grows and more data exchange schemes being defined, IREDES keeps its promise of standardizing only the data exchange format without regulating the key competence of machine manufactures – the automation system. It is important that IREDES always focuses on information exchange from the process rather than standardizing the process itself.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Profiles

In 2014, the following IREDES profiles for use with the following equipment are available:

- All kinds of Drill Rigs.
- Rock Bolters.
- Charging of Explosives.
- LHD/Trucks for vehicle based transport of ore and raw materials.
- Shotcreting.

In addition, the following profiles for non machine related applications are already being used:

- Tracking of people, material and assets.

Work is currently going on with profiles for exchange of maintenance status information and operator messaging.

Beyond these official standardization activities in the IREDES consortium, the architecture already has been used for several different information exchange purposes as e.g. for autonomous monorail trains.

4. Application examples

Since 2000 Boliden Mineral and Atlas Copco have cooperated to use the drill rigs more effectively. It has improved a system of map navigation by the drill rigs and onboard drillplan creation. The New Bolidens mines use modern equipment with advanced IT systems. Atlas Copco machines are used for drilling and the special system was designed to have full control over the process [1].

In Boliden's underground mines Atlas Copco ABC (Advanced Boom Control) drill rigs are used. In the most advanced mode a complete drill round is executed fully automatically. The operator only monitors the process (Fig. 4).

The IREDES XML files are an interface between drill rigs and engineers, of course supported by software. Boliden uses Microstation software to work with CAD files. In cooperation with Norconsult several add-ons to Microstation were developed to allow usage of IREDES schemas (Fig. 5). Based on engineering standards, geological and geotechnical information available, the mine planner prepares a drill plan or suggested a rule for drill plan creation to the design. The other software – Atlas Copco's Tunnel manager is responsible for dynamic generation of drill plans for the drill rig.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Fig.4. Drill Rig's cabin [source: www.atlascopco.com]

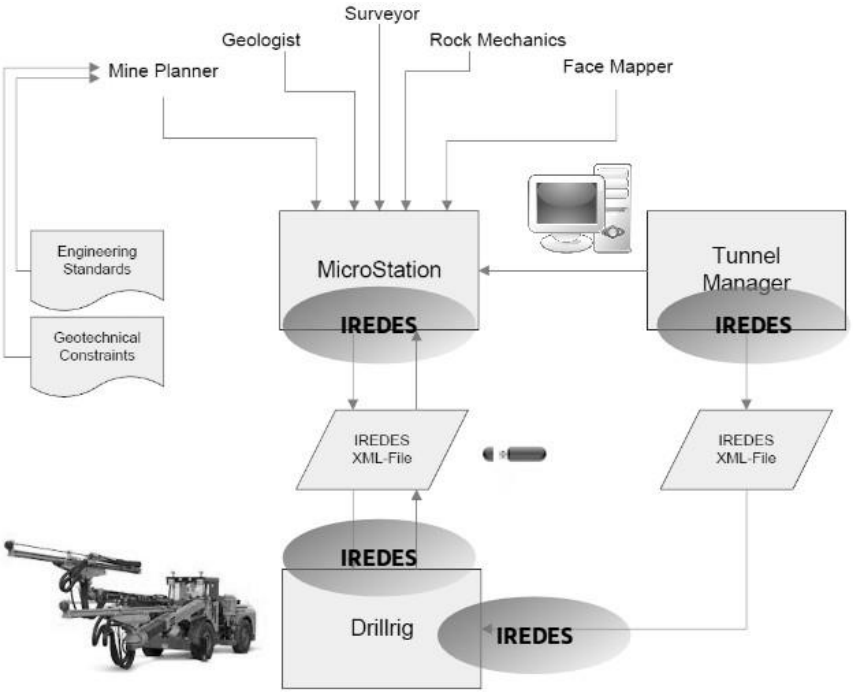


Fig.5. Information flow diagram [source:www.iredes.org]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Boliden reported, that the effective cooperation between machines and human supported by software would be hard without IREDES. Due to fact that profile is developed by professionals, it perfect suits to demands of underground industry. It is also flexible - in case of new problems, it is easy to extend it.

In applications created by MineTronics[4], the IREDES tracking profile draft has been prototyped in applications for train tracking, for material tracking and for tracking of people (Fig. 6). In these applications, the underground network nodes ("Mining Infrastructure Computers" - MIC") beside their network functions run an additional software to generate IREDES tracking telegrams from different sources and send those to an above ground server ("TrackCenter").

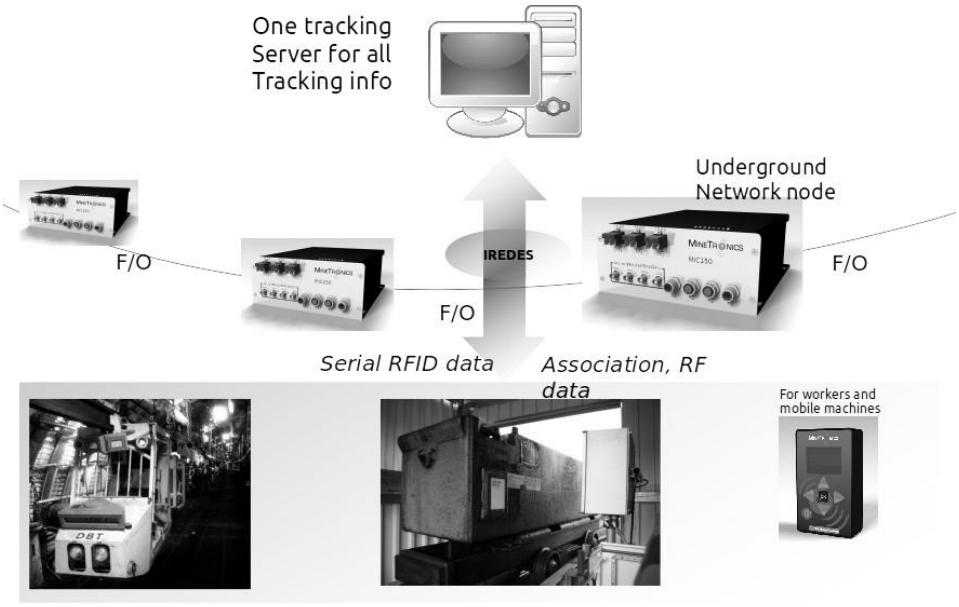


Fig.6. Tracking information flow diagram [source: own elaboration]

One application on the MIC is used to acquire the location of mobile clients from the WLAN signal data. Another application receives data from connected passive RFID readers generating a message every time a train or a material container passes the RFID antenna.

Both RFID and WLAN tracking data is transformed into identical IREDES tracking datagrams and sent via the network to the above ground TrackCenter server (Fig. 7).

This server stores all information in a database and makes it available to third party IT systems like dispatch systems or visualizations by using an identical IREDES tracking web service. This principle assures that the number of interfaces used in a system is minimized. This fact increases processing

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

stability and reliability and at the same time speeds up development and reduces cost.

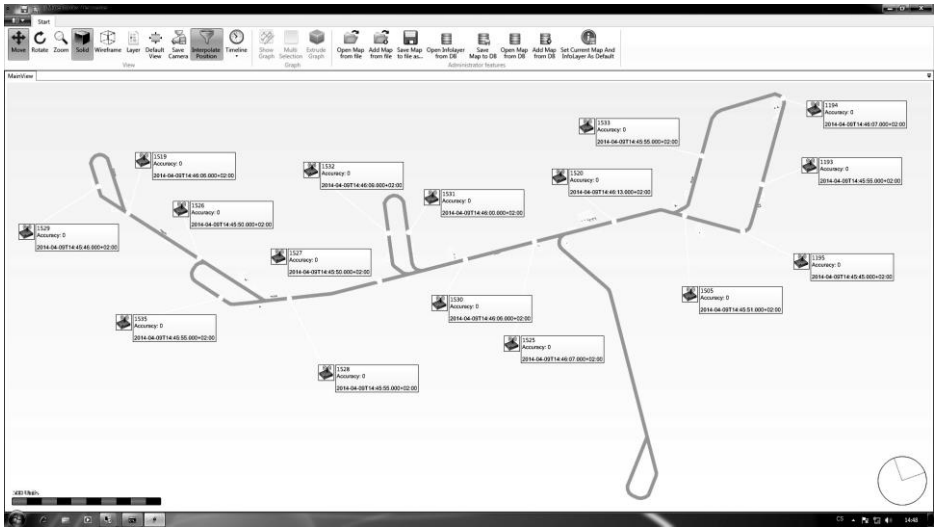


Fig.7. TrackCenter

Another prototyped profile covers a coming messaging profile. In this application, the transmission of messages between a web application above ground and mobile pager devices was prototyped. One crucial issue was to achieve a proof-of-concept for exchanging messages to mobile clients which are not equipped with alphanumeric keyboards as this is the case for most machine operator panels, pager devices etc.

For such application a related principle was successfully tested which downloads prepared messages to be sent to the mobile client device. When the user needs to send a message, he simply chooses from a list using arrow keys. From the central network the user is able to receive any kind of free text message. In such case, the message may contain a list of prepared answers which the user is able to select from while responding to the message received.

IREDES LHD profile was also successfully used in the field. In the underground mine fitted with WLAN infrastructure, engine and location data was collected and transferred to the IT system. This enabled to monitor the overall performance and status of the entire machine fleet. It was possible for the driver to immediately react on sudden actions and also the reports kept on the central IT server were helpful to reproduce the machine history and plan service[5]. The output of the project encouraged related companies to create a preventive condition based maintenance platform. This approach was very important to reduce high (35-65%) share of fleet cost in the overall mine operation budget. When the fleet is equipped with compatible loggers the down time occurrence and unexpected repairs can be decreased.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Conclusions

Enhancing the efficiency in underground mining is crucial especially in times of low product prices to keep the operations profitable. At the same time and with increasing difficulties in terms of depth and extension of the underground infrastructure, safety becomes increasingly more important [6]. The only way to achieve both is to put into practice process optimization. IREDES has been working on that since 2000 with great results. The IREDES equipment profiles served to increase productivity and machine fleet availability in the hard rock mines and significantly decreased logistics costs and time-to-service in underground coal mines. The organization is continuously working on standard popularization and making it compatible with current needs. Moreover the standard is not bound to one communication technology "IREDES standard very successfully concentrates on defining a specific language rather than standardizing the individuals using the language" [7]. This gives a room for manufacturers and companies to gradually implement infrastructure without giving up on process optimization.

6. References

1. www.iredes.org
2. Kozminski M., Korczynski M.: Efficient implementation of Process Optimization using standardized Information Exchange. AIMS,Aachen 2014.
3. Korczynski M.: The 'Esperanto of drilling. GeoDrilling International, March 2014.
4. Hubner A.: Automation, IT and Logistics: Applications for the optimized mine. AIMS, Aachen 2014.
5. Collective work: An Open Platform for Underground Vehicle Monitoring. MEMO, Montreal 2010.
6. Mueller C.: Network communications and ICT as basis for safety and efficiency of optimized underground operations. CIM, Vancouver 2014.
7. Mueller C.: Setting the standard. Mining Magazine, January 2013.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

System UGPS – wykorzystanie systemu lokalizacji pod ziemią

Szymon Szymczak, Tomasz Jankowski – MT-Silesia Sp. z o.o., **Maciej Nikodem** – Politechnika Wrocławska

1. Introduction

Nearly all aspects of underground mining need an adequate knowledge about location of personnel, machines or assets. Even though thorough work, repair and maintenance plans are being made on a daily basis and workers report to dispatchers the fact of commencing and finishing assigned tasks, mining remains a very dynamic industry, where reaching people underground is important for overall productivity [1]. This results mainly from the fact that widespread areas of a mine are only sparsely covered by a telephone network and the dispatcher may not know which telephone to call in order reach a given person. Thus, any communication between the dispatcher and workers or specialists can only be initiated by the latter.

The importance of instant communication was impressively demonstrated by the introduction of permanent reachability of maintenance staff in the Premogovnik Velenje mine in Slovenia during the RFCS OPTIMINE project where instant communication and access to specialists reduced the MTTR of the longwall from 5hrs to 3,5hrs [1].

On-demand communication is an important but not sufficient precondition to optimized and safe mine operation. A further step is the real-time tracking of people and machines.

The presented *Underground GPS* system (UGPS) comprises both communication and localization solution that can be universally used by all people and machines in the mine within one single infrastructure.

2. Principle of operation

The UGPS system, similarly to the well known from above-ground applications GPS, employs the principle of obtaining distance information based on the time it takes an electromagnetic wave to travel through air. In order to obtain the location of a mobile device in 2-Dimensional space, at least three distance measurements between the mobile device and different stationary network nodes with known positions have to be performed (see Figure 1).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

In traditional GPS, the nodes in "known locations" are the satellites orbiting the Earth. In an underground environment instead of satellites, wireless devices (further called anchors) mounted in fixed known positions are used.

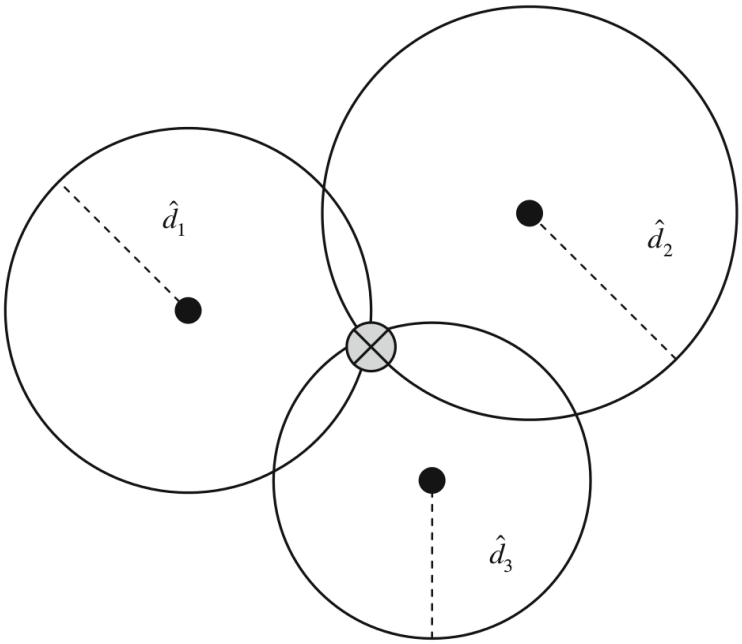


Fig.1. Estimation of node's location (gray circle with X) in a two-dimensional space by measuring distance to nodes with known locations [4]

All mobile nodes that "see" at least three anchors can perform ranging and extract its location from the results obtained. In case there are only two anchors visible, at least a less accurate position along the tunnel line can be computed (see Figure 2).

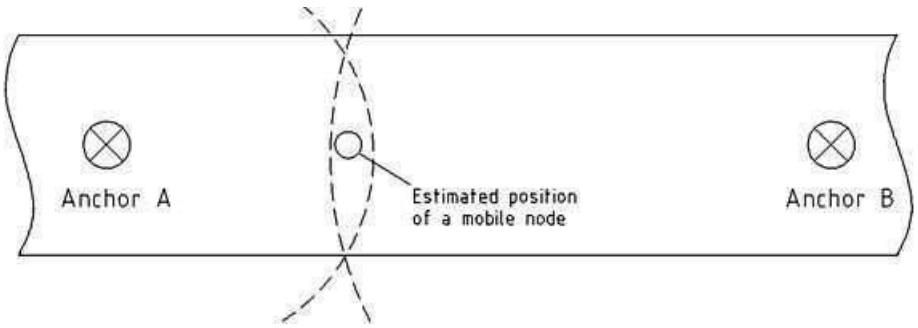


Fig.2. A simplified case of localization in tunnels: a mobile node is ranging only to two anchors [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Underground wireless network infrastructure

Mobile units are small devices that can be embedded into miner's cap lamp, carried as a separate device or become a part of a machine's electrical equipment. Anchors are spatially distributed along the tunnel infrastructure in such way that mobile devices in most possible locations can be reached in an unobstructed, line-of-sight path.

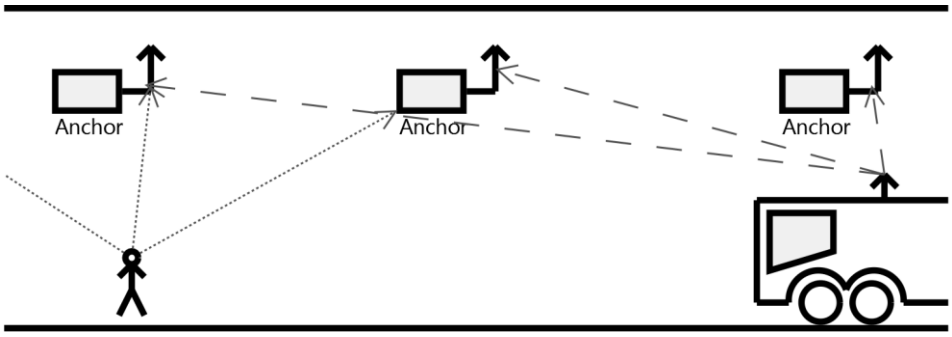


Fig.3. An UGPS system network infrastructure. Wireless tags worn by a man and installed on a machine perform ranging towards anchors

Adjacent anchors are grouped together into network segments and connected using optical fibers or copper Ethernet cables to higher-level infrastructure devices, such as MineTronics Mining Infrastructure Computer MIC150 (see Figure 3). Such nodes, connected using optical fibers, create mine's network backbone.

Fig.4. MineTronics Mining Infrastructure Computer MIC150

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Once calculated its location, a mobile unit can send the information to other devices. This information, intercepted by anchors, is forwarded through mine's core network to the servers above the ground where all incoming data is gathered. Additionally, the locations can also directly be seen by all other UGPS devices in proximity.

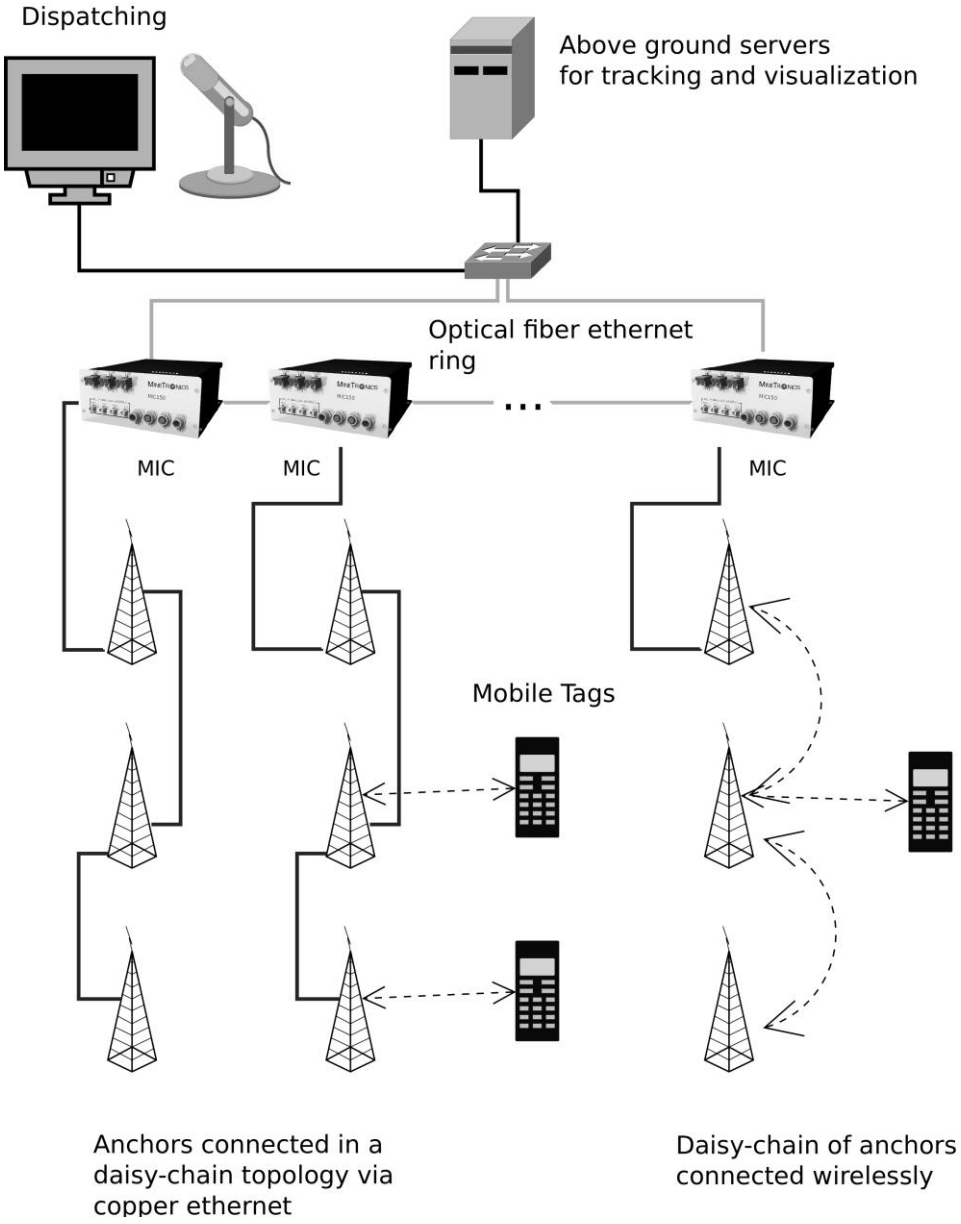


Fig.5. Architecture of the system in connection with the mine's infrastructure

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Locations of people and machines as well as events triggered by the mobile devices such as emergency alarms or completed goods transports can be then displayed on a three-dimensional map of the mine. This is important information , to support the dispatcher in decision making.

Mines often set restrictions to the number of people simultaneously being allowed to stay within potentially dangerous areas such as longwalls etc. Workers have to report every time they enter or leave. A dispatcher, without any localization system, cannot verify that the number of people reported really matches the number of people actually being in there. The introduction of an electronic system allows to control access and helps to enforce safety-related regulations.

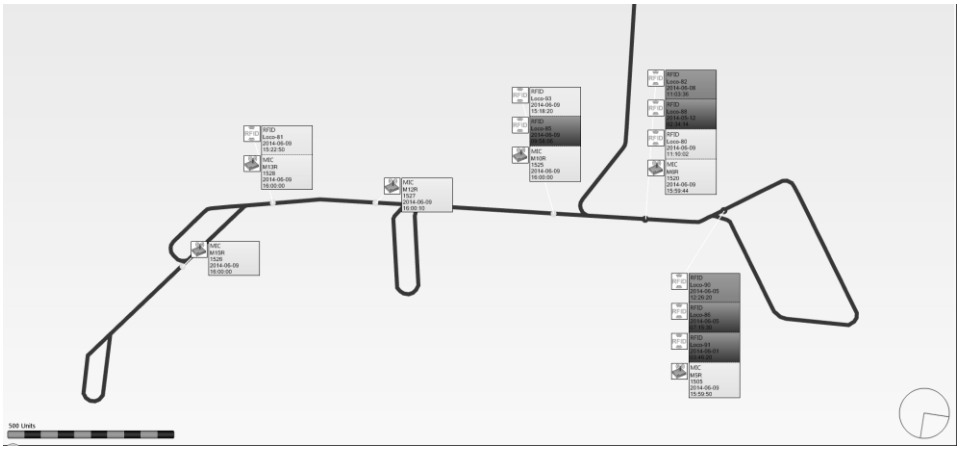


Fig.6. An example of 3D real-time visualization: movement of locomotives in a mine

Noteworthy here is the possibility of combining both ranging and low bandwidth data exchange in one infrastructure, which allows to use one single system for both localization and basic information exchange in the whole mine satisfying most of the requirements typical for this specific working environment.

A good example of such combination is a Pager – a personal messenger used for tracking people and allowing them to send and receive messages, alarms etc. Its built-in radio module performs the UGPS localization and data exchange at the same time.

4. Application of the UGPS in safety-related operations

Nearly all IT systems used in underground mining nowadays incorporate data processing in central servers above ground. While easy to deploy, such system maintains no functionality when part of the infrastructure is shut down or connection to the core is lost. A properly designed safety-supporting system has to provide for (at least partial) data processing in emergency cases [2].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

In events of power outages, a part of the network infrastructure may become unavailable. Also there may be areas of a mine with no wireless network coverage whether because of shadowing of signal by walls or machines or intentionally for cost-saving purposes.

In all of the situations described, there is still the need to provide protection to workers from danger posed by moving machines and locomotives. In such case, tags mounted on machines and worn by people can run ranging between each other and – judging by the decreasing distance between them – warn driver about the presence of people in proximity [6].

Also, in case of emergency, such as a rock burst, it is vital to know who was when and where in the mine when the emergency happened. This information is represented by the last positions available on the above ground servers.

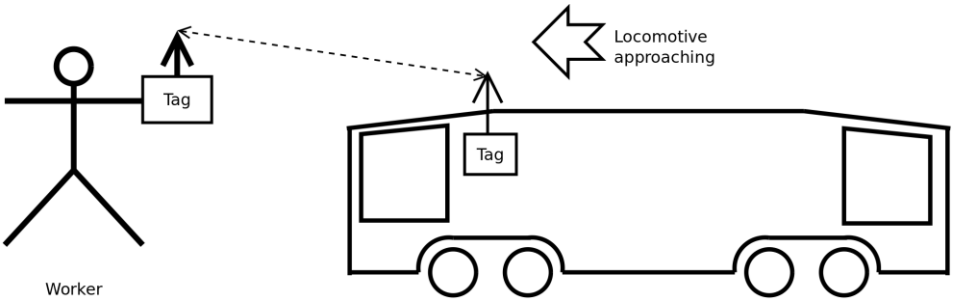


Fig. 7. Collision avoidance functionality

With this knowledge, a rescue team knows precisely how to act, thus maximizing the victims' chance of survival.

5. Mine evacuation assistance

In case of accidents, people under ground need to be able to reach either a safe exit or a shelter as quickly as possible. However in such situations, traditional emergency exit signs may not be visible due to the presence of smoke or dust in the air, accompanied by emergency blackout of electricity. This may cause the workers to get lost on their way to safe shelters.

As the UGPS provides a permanent location determination to the worker's mobile unit, the worker can be guided along the UGPS nodes to the next exit, where the “next exit” also may be defined dynamically and situation dependent e.g. basing on the values of environmental sensors distributed in the roadways: When the way to the physically closest exit may lead through dangerous gases, the system can route the people to the alternate exit.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

For the routing information, the underground workers can rely on simple information displayed on the screen of the handheld devices carried by them, containing the distance and direction to the closest exist, shelter or mustering point.

Fig.8. An example of evacuation guidance on a Pager's screen

Even if power supply is cut off and connection to the above-ground network is lost, the system could still maintain partial functionality. Local maps of the mine can be downloaded from underground Mining Infrastructure Computers operating with battery power supply and thus evacuation guidance can be provided.

6. Providing communication to developing areas

As presented in Figure 5, anchors don't need to be interconnected using copper wires or optical fibers. They can as well communicate with each other using wireless channel, same which is used for ranging and data transmission to mobile tags.

When there is a need to provide a basic data link to development drifts, a set of anchors can be deployed in a way that they create a daisy chain where data is transmitted hop-by-hop through each of them. This way, such machines as LHDs, drill rigs etc. can be remotely supervised without the need to set up a fixed network infrastructure.

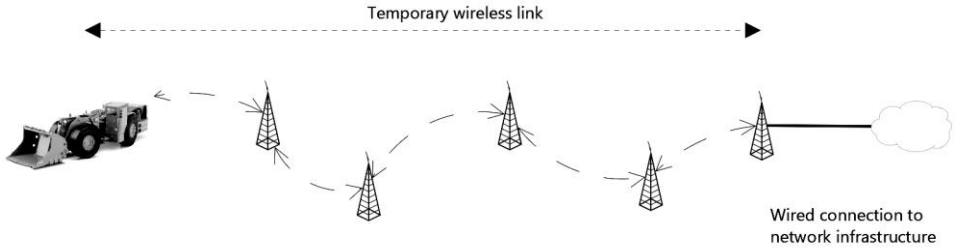


Fig.9. Daisy-chained wireless link providing connectivity to machines

7. Mining process optimization

Combined data communication and precise location provides an opportunity to progress towards fully automated production areas. It will be possible to conduct operation from above the ground without the need for having machine operators underground.

The picture below presents an example screen of a SCADA system used for supervising the Drill and Blast operation.

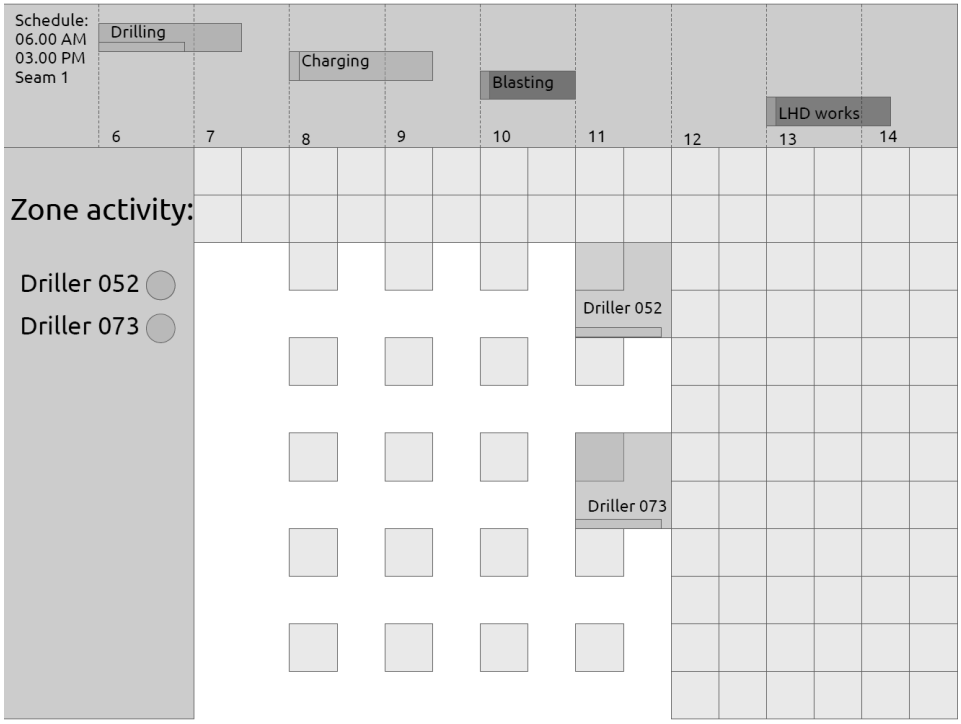


Fig10. Drill and blast operation overview [5]

8. Summary

There is a high demand for providing precise location in modern mining. Presented UGPS system allows for significant optimization in such fields as safety, logistics and material production. With the possibility of simultaneous data transmission, the system has the potential of being used as a sole positioning, tracking and status communication system in the field where no further network installation is possible or efficient.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Bibliography

1. Bendrat M., Dauber Ch.: “Key Performance Indicators - A tool to assess ICT-applications in underground coal mines”, Paper on the AIMS conference, Aachen 2014.
2. Müller C.: “Mining Communication”, Presentation on Opti-Mine Forum in Ostrava, MineTronics GmbH, 2012.
3. Müller C.: “RFID Application White Paper”, MineTronics GmBH, 2011.
4. Gentile C., Alsindi, N. Raulefs, R., Teolis, C.: “Geolocation Techniques Principles and Applications”, Springer 2013.
5. IREDES Initiative: “Drill & Blast Management Tool”, IREDES 2014.
6. Szymczak S.: "Design of wireless location sensor network architecture for underground mines”, Politechnika Wrocławska, Wrocław 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Efektywność kompleksów ścianowych w aspekcie planowania i harmonogramowania produkcji

Łucjan Gajda, Leszek Doległo – Kompania Węglowa S.A.

1. Wprowadzenie

Kluczowym zagadnieniem w prowadzeniu efektywnej produkcji węgla jest osiągnięcie odpowiedniej wydajności w poszczególnych ścianach wydobywczych. Odpowiedniej oznacza na poziomie planowanym, uwzględniającym rachunek ekonomiczny oraz czynniki ryzyka niewykonania planu.

Dla oceny efektywności wydobycia ze ścian w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. przeprowadzono analizę danych statystycznych w tym zakresie, w tym w szczególności porównanie tych wartości dla wybranego miesiąca, z kolejnych trzech lat.

Stwierdzono, że w 2013 roku, około 40% wydobycia dobowego pochodziło ze ścian o wydajności powyżej 3000 t/d. Ściany te stanowią tylko około 22% liczby wszystkich analizowanych ścian. Wydajność z jednej ściany mieściła się w przedziale 400 - 8000 t/d.

Takie wyniki skłoniły autorów do analizy przyczyn osiągania niezadowalających wartości, a w następnej kolejności opisania poszczególnych narzędzi stosowanych na etapie planowania i ruchu ścian. Wskazano rezerwy w sferze organizacyjnej i technicznej, których wykorzystanie umożliwi wzrost koncentracji wydobycia. Wskazują na to bardzo dobre wyniki wydobywcze osiągane w ścianach, w których zastosowano innowacyjne rozwiązania techniczne i organizacyjne.

Uznano, że warunkiem znaczącej poprawy efektywności wydobycia jest kompleksowe podejście do zagadnienia. Jednym z elementów jest wprowadzenie procedur zawierających analizę ryzyka, na każdym etapie procesu produkcyjnego.

Procedury te wymuszą precyzyjną analizę czynników towarzyszących procesowi produkcyjnemu, ale przede wszystkim przyspieszą podejmowanie działań korygujących, zapobiegających niewykonaniu planu.

Podstawowymi narzędziami są systemy informatyczne, wykorzystywane przy podejmowaniu decyzji związanych z zarządzaniem produkcją oraz baza danych. Baza danych jest źródłem informacji, które są wykorzystywane w projektowaniu, harmonogramowaniu i monitorowaniu produkcji.

Dla sprawnego przebiegu zarządzania istnieje potrzeba aktualizacji danych, pochodzących z różnych źródeł. Zakres informacji jest też zależny od tego, gdzie jest ona kierowana, na jaki szczebel zarządzania produkcją.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Informacje pomagają w podejmowaniu określonych decyzji, a zatem nie mogą być ogólnikowe lub zbyt szczegółowe.

2. Wyniki wydobywcze ścian

W 2013 roku, w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. prowadzono średnio 54,4 ścian wydobywczych, w których osiągnięto średnie wydobycie 2 636 t/d.

Szczegółową analizę wydajnościową ścian przeprowadzono na podstawie danych uzyskanych w grudniu 2013 roku. W tym okresie czynnych było 56 ścian o wydobyciu dobowym mieszczącym się w przedziale od około 400 do 8000 t/d. Analiza nie uwzględnia zmianowości poszczególnych ścian, ani fazy eksploatacji (rozruch, pełny bieg, obcinka ściany), stąd też tak niskie, minimalne wydobycie dobowe z jednej ze ścian (400 t/d), które odnosi się do fazy obcinki ściany. Taka ocena wydajności ścian daje pogląd o rzeczywistych możliwościach wydobywczych poszczególnych kopalni oraz całej Kompanii Węglowej S.A. w miesiącu, jako okresie rozliczeniowym.

Wartości odniesione do wszystkich czynnych ścian w KW S.A. w 2013 roku przedstawiono w tabeli 1.

Zestawienie danych eksploatacyjnych Kompanii Węglowej S.A. w 2013 roku [5]

Tabela 1

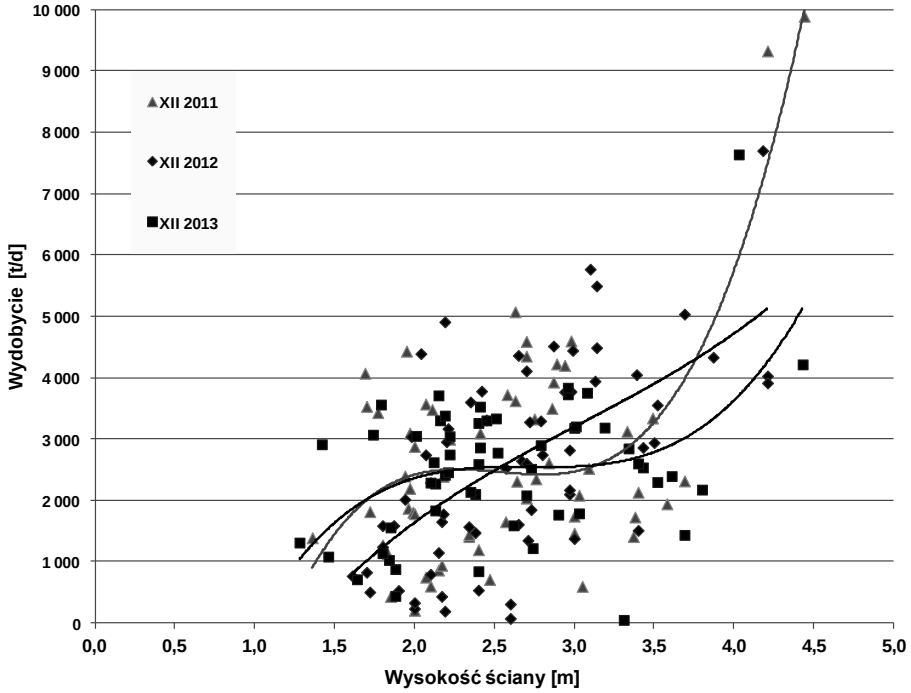
Parametr	Wymiar	Wartość
Średnia ilość ścian produkcyjnych	-	54,4
Sumaryczna ilość przodkodni z produkcją	-	11 801
Średnia dzienna długość frontu eksploatacyjnego	m	11 291
Średnia wysokość ścian	m	2,80
Średnia długość ścian	m	207,6
Średnie dobowe wydobycie z jednej ściany	t / d	2 636

Przeprowadzono również analizę zależności uzyskanej wydajności ze ściany od wysokości ściany, która wykazała, że ok. 40 % wydobycia dobowego pochodzi ze ścian o wydajności powyżej 3000 t/d.

Kolejna analiza obejmowała wydajności ścian za grudzień z kolejnych lat: 2011, 2012 i 2013. Znaczne rozproszenie wartości wydajności, zwłaszcza w przedziale wysokości ścian od ok. 2,0 do 4,0 m, wskazuje na niepełne wykorzystanie możliwości eksploatacyjnych ścian i może wynikać m.in. z niewykorzystania pełnej zmianowości lub też silnego wpływu występujących czynników ryzyka, powodujących ograniczenie zdolności wydobywczych ściany.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przykładowo, wydajność ok. 4000 t/d uzyskano ze ściany o wysokości 4,4 m (w grudniu 2013 r.), ale także ze ściany o wysokości 1,7 m (w grudniu 2011 r.). Podobnie, ze ściany o wysokości ok. 3,1 m uzyskano 5 766 t/d (w grudniu 2012 r.), zaś w innym przypadku tylko ok. 600 t/d (w grudniu 2011 r.). Wartości wydajności ścian w latach 2011-2013 przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Wydajność ścian w latach 2011 – 2013 [źródło: opracowanie własne] [5]

Przedstawione na rysunku 1 wyniki wydobycia dobowego w odniesieniu od wysokości ściany wskazują umiejscowienie ścian wysoko wydajnych (przyjęto wartość powyżej 4 000 t/d w analizowanym przedziale czasu) w porównaniu do pozostałych ścian w kopalniach KW S.A. Należy jednak podkreślić, że ścian wysoko wydajnych jest zdecydowanie za mało.

3. Charakterystyka ścian wysoko wydajnych prowadzonych w 2013 roku

Z zebranych danych statystycznych wynika, że najbardziej wydajne ściany spośród prowadzonych przez kopalnie Kompanii Węglowej S.A. w 2013 roku były ściany:

- 913, pokład 209 w KWK „Ziemowit”,
- i60, pokład 405/2 w KWK „Sośnica-Makoszowy”,
- 388, pokład 209 w KWK „Piast”,
- Z-2, pokład 417/1 w KWK „Jankowice”.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Charakterystykę tych ścian przedstawiono w tabeli 2.

Parametry wysoko wydajnych ścian w KW SA w 2013 roku [5]

Tabela 2

Parametry	KWK Ziemowit	KWK Sośnica-Makoszowy	KWK Piast	KWK Jankowice
Nr ściany	**913**	**i60**	**388**	**Z-2**
Średnia długość [m]	169	245	250	212
Średnia wysokość	4,14	2,75	4,50	3,03
Wybieg całkowity [m]	1 994	1110	900	1977
Średnie wydobycie [t/d] (2013 rok)	8 023	4 946	4 559	4 410
Typ kombajnu	KSW-1500 EU	KGE-750 F	KSW-2000 E1	KSW-880EU
Typ przenośnika ścianowego	Rybnik-1100	Rybnik-850	Rybnik-1100	Rybnik-850
Typ obudowy	Fazos-22/46 POz	BW-20/36 OzMR Pioma-Jankowice 19/32.8 Oz.W4	Glinik 21/46 POz	Glinik-14/34 POz
Typ przenośnika podścianowego	Grot-1100	Grot-850	Grot-1100	Grot-850
Napięcie zasilania kombajnu	3300 V	1000 V	3300 V	1000 V

4. Czynniki wpływające na wydajność ścian

W powszechnym przekonaniu wydajność ścian i koncentracja produkcji kojarzy się z coraz większymi mocami i wydajnością maszyn stosowanych w ścianie, a także ich wysoką niezawodnością. Przedmiotem licznych analiz i obserwacji jest awaryjność maszyn powodujących przestoje, z podziałem na grupy przyczyn. Obszar ten jest oczywiście bardzo ważny, jednakże stanowi tylko część mówiącą o niepełnym wykorzystaniu możliwości wydobywczej ściany.

Decydujący jest dyspozycyjny czas pracy górnika liczony od zjazdu pod ziemię do wyjazdu, wynoszący 450 min. Często, ze względu na warunki klimatyczne, rejon zakwalifikowany jest do skróconego czasu pracy, który wynosi 360 min. Czas dojścia/dojazdu statystycznie mieści się w granicach od 20 do 150 min, w zależności od odległości i sposobu przemieszczania pracownika (przejście, przewóz, przejazd przenośnikiem taśmowym).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Istotne jest również obłożenie ściany i to zarówno w aspekcie zmianowości, jak też obłożenia osobowego, tzn. czy załoga jest w liczbie obłożenia normatywnego, czy też nie. Niedobór załogi może skutkować wydłużeniem operacji obsługowych urządzeń ścianowych.

Istotne znaczenie ma prawidłowy dobór techniki i technologii eksploatacji, a zwłaszcza ich dopasowanie do warunków górniczo-geologicznych.

Kolejnym ważnym czynnikiem jest wyposażenie ściany. Istotne są tu parametry maszyn, jak również jakość i poziom techniczny wyposażenia pomocniczego.

Najpowszechniej obserwowane są przerwy pozatechnologiczne, obejmujące postoje uwarunkowane przyczynami górniczo-geologicznymi, awariami energomechanicznymi itd.

Dla utrzymania zadowalających wyników wydajnościowych w dłuższym czasie (miesiąc lub cały okres biegu ściany), konieczne jest utrzymanie optymalnego w aspekcie efektywności produkcji poziomu wszystkich wymienionych czynników [2].

Czynniki wpływające na wydajność ścian są zatem następujące:

- dyspozycyjny czas pracy (450 min lub skrócony 360 min),
- czas dojścia do przodka/ściany,
- czas powrotu z przodka/ściany,
- zmianowość,
- obłożenie załogi (pełne/niepełne),
- organizacja procesu eksploatacji, dobór technologii urabiania (w tym czas przerw technologicznych),
- wydajność kompleksu maszyn zainstalowanych w ścianie,
- przerwy pozatechnologiczne (awarie górnicze, energomechaniczne i inne),
- stabilność biegu ściany (utrzymanie optymalnego postępu ściany).

Kształtowanie wymienionych czynników wydaje się oczywiste. W praktyce okazuje się to jednak często niemożliwe lub trudne do wykonania. Stąd też konieczne jest wprowadzenie analizy ryzyka przy określaniu możliwości wydobywczych planowanej ściany.

5. Procedury planowania i monitorowania produkcji realizowane Kompanii Węglowej S.A.

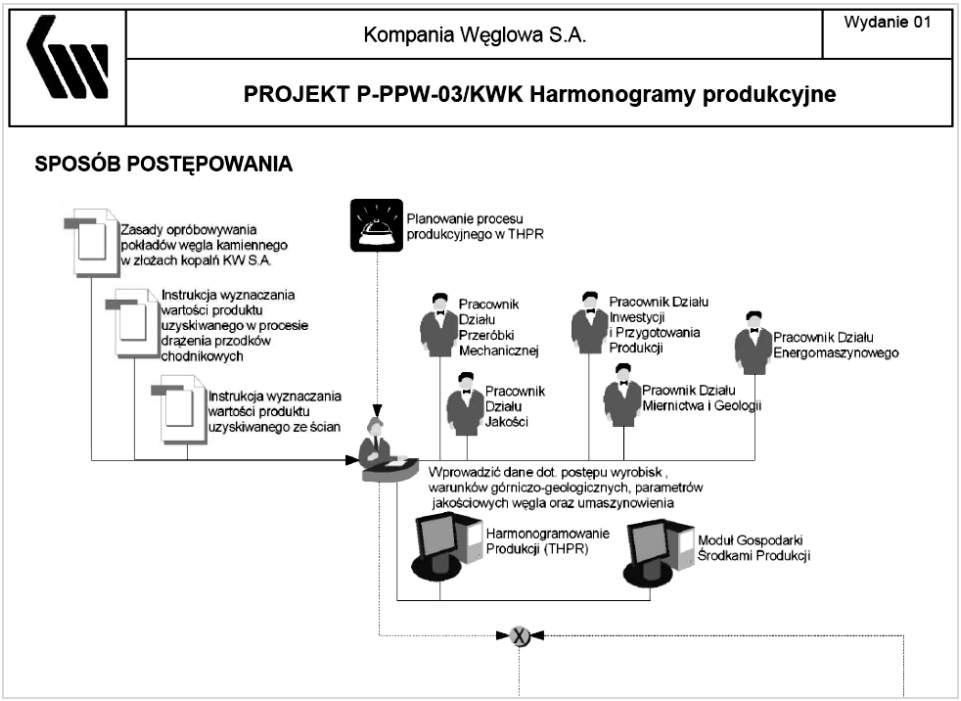
Przyjęte w Kompanii Węglowej S.A. procedury planowania i monitorowania mają na celu optymalne przygotowanie procesu produkcyjnego, a następnie jego monitorowanie i korygowanie. Do najważniejszych z nich należą:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– procedury Zintegrowanego Systemu Zarządzania w procesie planowania,
– komputerowe wspomaganie harmonogramowania procesów produkcji,
– procedura wyznaczania zdolności wydobywczej ściany.

5.1. Procedury Zintegrowanego Systemu Zarządzania w procesie planowania

Przedmiotem procedury (rys. 2) jest tryb postępowania przy opracowywaniu i zatwierdzaniu harmonogramów produkcyjnych w systemie informatycznym „Harmonogramowanie Produkcji" (THPR). Procedura obejmuje swoim zakresem stosowania wszystkie komórki organizacyjne kopalni biorące udział w planowaniu procesu produkcyjnego.



Rys.2. Fragment procedury Zintegrowanego Systemu Zarządzania „Harmonogramy produkcyjne" [4]

Planowanie produkcji, to podstawowa funkcja zarządzania przedsiębiorstwem, występująca na wszystkich jego etapach. Planowanie wiąże się z umiejscawianiem w czasie określonych działań, czynności i operacji.

W kopalniach planowanie produkcji jest procesem złożonym, z uwagi na konieczność uwzględniania wielu czynników, tj.: warunki górniczo-geologiczne, dostawa materiałów, urządzeń i usług, czy wymagania odbiorców węgla. Plany sporządzane w kopalniach muszą tworzyć spójny układ, przystosowany do określonych sytuacji planistycznych. W kopalniach wyko-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

rzystuje się metodę planowania produkcji w oparciu o planowaną sprzedaż. Nie jest to jedyne źródło danych wejściowych w procesie planowania, jednak z uwagi na uczestnictwo klienta w planowaniu dostaw, jest to podstawowy obszar danych. Zarządzanie produkcją w warunkach obecnego rynku odbiorców i dostawców wymaga połączenia ich w jeden proces decyzyjny. Proces ten ma charakter wielowymiarowy i wielokryterialny, uwzględniający rożne aspekty budowy i specyfikę funkcjonowania organizacji. W celu właściwego zaplanowania oraz sprawnego przebiegu procesów produkcyjnych potrzebna jest bardzo duża liczba informacji pochodzących w różnych obszarów. Zastosowanie narzędzi informatycznych ułatwia spełnienie tych wymogów.

Zintegrowanie rozproszonych obszarów w jeden ciąg zapewnia:

- standaryzację procesów produkcji w ujęciu ciągu technologicznego,
- objęcie planowania i harmonogramowania mechanizmem informatycznym,
- realizację projektów górniczych systemem zadaniowo-zleceniowym,
- systemową korektę planów z ich realizacją,
- wspomaganie procesów decyzyjnych dotyczących produkcji.

5.2. Komputerowe wspomaganie harmonogramowania procesów produkcji

W Kompanii Węglowej S.A. zarządzanie produkcją realizowane jest przy wykorzystaniu Kompleksu Produkcyjno-Technicznego SZYK2/KPT, w skład którego wchodzą moduły programowe, które obsługują produkcję, remonty, inwestycje, serwisy, usługi likwidacje, oraz programy dziedzinowe, dedykowane do konkretnych obszarów produkcji. Planowanie produkcji realizowane jest przy wsparciu zintegrowanego modułu „Harmonogramowanie Produkcji" – THPR. Umożliwia on rejestrowanie informacji o realizowanych i planowanych robotach górniczych, w okresie objętym planem.

Na podstawie tych danych użytkownicy systemu mogą budować plany oraz generować harmonogramy ilości i jakości produkcji oraz kontrolować ich przebieg realizacji [6].

Moduły wchodzące w skład KPT:

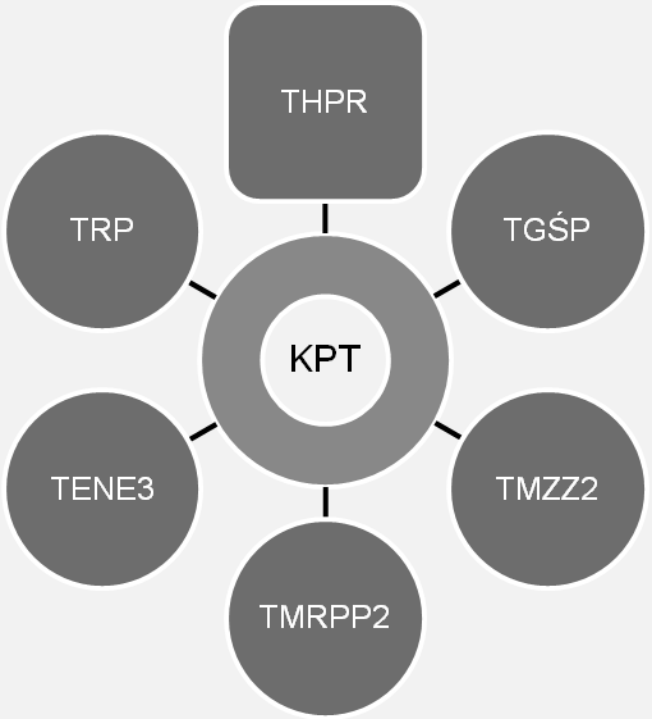
- THPR – Planowanie i Harmonogramowanie Produkcji,
- TMZZ2 – Zarządzanie Zadaniami,
- TMRPP2 – Raportowanie Procesów Produkcji,
- TGŚP – Gospodarka Środkami Produkcji,
- TRP – Rozliczenie Produkcji,
- TENE3 – Ewidencja i Rozliczanie Mediów.

Moduły te są w pełni zintegrowane z pozostałymi kompleksami systemu SZYK2 działającymi w Kompanii Węglowej S.A., np. z Kompleksem Logistyki

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Materiałowej, Kompleksem Finansowo-Księgowym czy Kompleksem Sprzedaży.

KPT/THPR – *Planowanie i Harmonogramowanie Produkcji* - wspomaga procesy planowania i harmonogramowania produkcji w zakresie informacji związanych z robotami górniczymi udostępniającymi, przygotowawczymi, wybierkowymi i innymi wraz z ich charakterystykami górniczo-geologicznymi. Znormalizowana struktura danych rejestrowanych w module zapewnia spójność informacji pochodzących z wielu kopalń i obszarów oraz daje możliwość przechowywania ich w jednej bazie danych. Wprowadzone dane prezentowane są w formie harmonogramów *Gantt'a,* jako warianty planów produkcji, z prognozami ilościowymi i jakościowymi [1].



Rys.3. Moduły programowe wspomagające planowanie produkcji
[źródło: opracowanie własne] **[**5]

Funkcje Modułu Harmonogramowanie Produkcji są następujące:

- ewidencja danych o realizowanych i planowanych robotach górniczych (udostępniających, przygotowawczych, wybierkowych, zbrojeniowych i innych),
- definiowanie i analizy wariantów planów produkcji,
- prognozowanie ilościowo-jakościowe urobku wynikające z planów,
- kontrola nad realizowanymi projektami – udostępnienia złoża przygotowania ścian i ich wybierania,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- generowanie, na podstawie planów, wykresów Gantta dla robót górniczych (udostępniających i przygotowawczych, zbrojeniowych, eksploatacji, likwidacji, przemieszczenia kombajnu i innych),
- ujednolicenie komputerowej ewidencji realizacji zadań we wszystkich jednostkach.

Tworzone są następujące harmonogramy:

- **Harmonogramy biegu ścian**

Prezentują one przedziały czasowe dla ścian wydobywczych, od rozpoczęcia ich zbrojenia, do fizycznej likwidacji. W zależności od potrzeb można analizować informacje związane z wydobyciem, postępem i zagrożeniami.

- **Harmonogramy robót przygotowawczych i udostępniających**

Pozwalają przedstawiać informacje o wyrobiskach chodnikowych nowo drążonych i przebudowywanych w zakresie danych górniczych, eksploatacyjnych oraz maszynowych.

- **Harmonogramy jakości węgla brutto / netto**

Prezentują, w układzie miesięcznym, prognozę jakości węgla brutto przesyłanego do Zakładów Przeróbki Mechanicznej Węgla.

- **Harmonogramy umaszynowienia**

Pozwalają analizować zagospodarowanie podstawowych maszyn kompleksu ścianowego, tj.: kombajnów ścianowych, sekcji obudów zmechanizowanych, przenośników zgrzebłowych ścianowych, przenośników zgrzebłowych podścianowych, kruszarek.

- **Harmonogramy dzierżaw maszyn kompleksu ścianowego**

Umożliwiają analizę wykorzystania dzierżawionych maszyn kompleksu ścianowego na podstawie aktualnego harmonogramu biegu ścian.

5.3. Wyznaczanie zdolności wydobywczej ściany

W praktyce górniczej zdarzają się przypadki prowadzenia eksploatacji nie dającej spodziewanych parametrów wydajnościowych i jakościowych. Skutkuje to niewykonywaniem założonych zadań, a czasem koniecznością odstąpienia od dalszego prowadzenia eksploatacji ściany.

W celu minimalizacji takich przypadków, konieczna jest analiza ryzyka, którą należy prowadzić na każdym etapie procesu produkcyjnego.

Opracowano metodykę, która obejmuje analizę ryzyka dla ściany, z uwzględnieniem czynników ryzyka. Podjęto próbę systemowego ujęcia czynników ryzyka i ich wpływu na realizację zaplanowanego wydobycia

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w ścianie. Założono, że czynniki ryzyka są wymiarowane wskaźnikami ryzyka, wyznaczonymi przez ekspertów.

Przedstawiono również algorytm wyznaczania nominalnej, a następnie realnej zdolności wydobywczej ściany, która ma być podstawą planowania wydobycia.

a) Analiza ryzyka na etapie planowania

Planowanie jest pierwszym etapem procesu produkcyjnego, na którym analizowane są wszystkie uwarunkowania, a w szczególności czynniki ryzyka, mogące prowadzić do niewykonywania zadań na oczekiwanym poziomie.

Procedura zarządzania ryzykiem na ETAPIE I – planowanie produkcji

Za realizację działań na ETAPIE I odpowiedzialne są służby kopalniane:

- TG – Dział Górniczy,
- TM – Dział Energomechaniczny,
- TPI – Dział Inwestycji i Przygotowania Produkcji,
- TW – Dział Wentylacji,
- TOT – Dział Tąpań,
- TMG – Dział Mierniczo-Geologiczny,
- DBH – Dział BHP i Szkolenia.

Dane o rejonie eksploatacji, zawarte są w dokumentach, takich jak:

- dokumentacja geologiczna złoża,
- Plan Zagospodarowania Złoża,
- Plan Ruchu Zakładu Górniczego,
- Kompleksowy Projekt Eksploatacji Pokładów Zagrożonych Tąpaniami,
- prognozy zagrożeń naturalnych,
- opracowania specjalistyczne, ekspertyzy, opinie i inne,
- Plan Zagospodarowania Przestrzennego,
- dane statystyczne zgromadzone w bazie danych.

W procedurze prognozowania wydobycia na etapie planowania wyróżniono dwie ścieżki postępowania:

I. Ścieżka postępowania dla ścian, których eksploatacja wymuszona jest wskazaniami technologicznymi (konieczność zlikwidowania resztki, odprężenie pokładu nadległego itp.). Eksploatację takiej ściany mogą wykluczyć tylko względy bezpieczeństwa pracy.

II. Ścieżka postępowania w trybie pełnym, obejmująca czynności:

1. Typowanie ściany do eksploatacji, w ramach tej czynności mieści się:

- przegląd możliwych rejonów eksploatacyjnych,
- wskazanie lokalizacji ściany.

Czynności te wykonują działy kopalni: TMG, TPI i TG.

2. Identyfikacja ryzyka polegająca na zdefiniowaniu występujących i mogących wystąpić ryzykach w rejonie projektowanej eksploatacji.

   Za identyfikację ryzyka odpowiadają działy: TG, TPI, TW, TOT, TMG.

3. Wyznaczenie parametrów eksploatacyjnych ściany:
   - długości, wysokości i wybiegu,
   - zdolności wydobywczej (z wykorzystaniem algorytmu wyznaczania nominalnej zdolności wydobywczej ściany).

   Czynności te wykonują działy kopalni: TPI, TG, TW, TM.

4. Dobór wyposażenia ściany (i określenie sposobu jego pozyskania).

   Proces ten wykonują działy: TM, TG, TPP, TW.

5. Analiza ryzyka, wynikiem której jest wypracowanie metryki projektowanej ściany, zawierającej oszacowane poziomy czynników ryzyka, opracowane przez kierowników działów kopalni oraz przedstawicieli zespołów branżowych Kompanii Węglowej S.A.

6. Analiza BHP, której poddany jest projekt eksploatacji ściany. Efektem tych działań jest odpowiedź na pytanie, czy możliwa będzie bezpieczna eksploatacja ściany i na jakich warunkach? Odpowiedź negatywna będzie dyskwalifikująca eksploatację projektowanej ściany w przyjętych uwarunkowaniach.

   Analizę BHP przeprowadzają działy: DBH, TG, TM, TOT i TW.

7. Analiza ekonomiczna - wykonuje się w przypadku uzyskania pozytywnej oceny BHP. Wynikiem analizy jest określenie efektywności eksploatacji ściany już na etapie jej planowania.

Ocenę efektywności eksploatacji projektowanej ściany wykonują służby ekonomiczne kopalni.

Akceptacja Dyrektora kopalni i zatwierdzenie przez Wiceprezesa ds. Produkcji KW S.A. projektu eksploatacji ściany jest warunkiem niezbędnym do uruchomienia procedury przygotowania ściany do eksploatacji.

b) Analiza ryzyka na etapie robót przygotowawczych

Roboty przygotowawcze, polegające na okonturowaniu parceli ściany, umożliwiają pogłębianie wiedzy o złożu i warunkach górniczo-geologicznych (poprawiają stopień rozpoznania złoża) i występujących zagrożeniach, ale przede wszystkim umożliwiają przygotowanie partii pokładu do eksploatacji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Procedura zarządzania ryzykiem na ETAPIE II – roboty przygotowawcze

Na ETAP II składają się:

1. Wykonanie robót przygotowawczych i udostępniających.

Prowadzenie i obserwacja wykonywanych robót przygotowawczych umożliwia uszczegółowienie informacji o uwarunkowaniach geologiczno-górniczych występujących w rejonie.

Czynności te wykonują działy: TG, TMG, TM, TW.

2. Weryfikacja parametrów pokładu obejmuje weryfikację danych dotyczących:
   - wskaźnika zwięzłości węgla na wybiegu ściany,
   - właściwości stropu i spągu,
   - stopienia zawodnienia,
   - określenia płaszczyzn zmniejszonej wytrzymałości węgla i skał otaczających – tzw. „róży spękań”,
   - jakości węgla (kaloryczności, zapopielenia, zawartości siarki) – analizy prób bruzdowych,
   - lepszego rozpoznania tektoniki w rozciętej partii pokładu,
   - identyfikacji i uszczegółowienia wiedzy o poziomie zagrożeń naturalnych, przez działy: TG, TPI, TMG, TW, TOT.
3. Analiza ryzyka – na tym etapie umożliwia ponowną analizę zagrożeń związanych z eksploatacją okonturowanej ściany i korygowanie parametrów jej eksploatacji. Wykonuje się weryfikację metryki danej ściany.

   Czynności te wykonują działy: TG, TW, TOT, TMG.
4. Analiza BHP – pozwala na potwierdzenie możliwości bezpiecznej eksploatacji ściany. Negatywna ocena w tym zakresie na tym etapie wymusza podjęcie dodatkowych działań poprawiających bezpieczną eksploatację (np. wprowadzenie dodatkowo profilaktyki, zmiana organizacji pracy…) i ponowną analizę BHP, uwzględniającą podjęte działania.

   Analizę BHP przeprowadzają działy: DBH, TG, TM, TW, TOT.
5. Analiza ekonomiczna

Ocenę efektywności eksploatacji projektowanej ściany wykonują służby ekonomiczne kopalni.

Efektem prac ETAPU II jest zweryfikowana metryka ściany wraz z przeprowadzonymi analizami, która wymaga akceptacji Dyrektora kopalni i zatwierdzenia przez Wiceprezesa ds. Produkcji KW S.A.

c) Analiza ryzyka na etapie eksploatacji

W trakcie eksploatacji następuje konieczność bieżącego reagowania na zmieniające się warunki eksploatacji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Procedura zarządzania ryzykiem na ETAPIE III – eksploatacja ściany

Na etapie eksploatacji ściany można wyróżnić następujące czynności:

1. Eksploatacja ściany – zbieranie informacji o przebiegu eksploatacji, obserwacja pojawiających się zagrożeń.

   Czynności te wykonują Działy: TG, TW, TMG, DBH.

2. Analiza ryzyka – zbierane informacje o przebiegu procesu eksploatacji ściany i zmianach uwarunkowań pozwalają przewidzieć wystąpienie lub oszacować możliwość wystąpienia poszczególnych czynników ryzyka.

   Czynności te wykonują działy TG, TW, TOT, TMG, DBH.

3. Weryfikacja parametrów eksploatacji ściany pozwala na analizę wyników produkcyjnych eksploatowanej ściany oraz podjęcie właściwych działań korygujących, ograniczających skutki wystąpienia poszczególnych czynników ryzyka.

   Czynności te wykonują działy: TPI, TG, TMG.

4. Decyzja o warunkach dalszej eksploatacji ściany podejmowana jest w oparciu o zebrane dodatkowe informacje o uwarunkowaniach górniczo-geologicznych w ścianie, efekty ewentualnie podjętych działań korygujących, analizę ryzyka dla proponowanego rozwiązania oraz zweryfikowane parametry eksploatacji ściany.

   Czynności te wykonują działy: TG, TW, TMG.

Algorytm wyznaczania zdolności wydobywczej ściany

Celem ustalenia prognozowanej zdolności wydobywczej ściany wprowadzono algorytm, który przewiduje:

1. Analizę ryzyka obejmującą zidentyfikowanie i zwymiarowanie czynników ryzyka występujących w rejonie projektowanej ściany za pomocą wskaźników ryzyka.
2. Obliczenie nominalnej, zmianowej zdolności wydobywczej ściany.
3. Obliczenie realnej, zmianowej zdolności wydobywczej ściany poprzez uwzględnienie wskaźników ryzyka.
4. Obliczenie realnej, dobowej zdolności wydobywczej ściany.

Celem zwymiarowania ryzyka uruchomienia ściany nieefektywnej, zaproponowano analizę uwarunkowań powodujących utrudnienie postępu ściany.

Zaproponowano analizę czynników ryzyka, takich jak:

- złoże i górotwór,
- zagrożenia naturalne,
- awaryjność maszyn,
- organizacja.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Opis tych czynników oraz ich zwymiarowanie za pomocą wskaźników ryzyka przedstawiono w tabeli 3.

Ocena ryzyka ze względu na dany czynnik ryzyka polega na przyporządkowaniu mu wartości z przedziału zaproponowanego w tabeli 1.

Ocenę ryzyka przeprowadzają eksperci branżowi korzystający z bazy danych statystycznych charakteryzujących uwarunkowania rejonu eksploatacji.

Wskaźnik ryzyka *Crs* dla ściany, ze względu na wszystkie czynniki ryzyka, wynika z zależności:

$$Crs = 1 - (1 - Cg) * (1 - Cz) * (1 - Ca) * (1 - Co)$$

gdzie:

Cg – wskaźnik ryzyka ze względu na złoże i górotwór,

Cz – wskaźnik ryzyka ze względu na zagrożenia naturalne,

Ca – wskaźnik ryzyka ze względu na awaryjność maszyn i urządzeń,

Co – wskaźnik ryzyka ze względu na organizację.

Wskaźniki ryzyka dla poszczególnych czynników ryzyka

Tabela 3

Czynnik ryzyka	Elementy składowe czynników ryzyka	Wskaźnik ryzyka *C*
Złoże i górotwór	– kategoria rozpoznania złoża, – infrastruktura powierzchni, – warunki górniczo-geologiczne (nachylenie pokładu, cechy skał stropowych i spągowych, kliważ, tektonika, wskaźnik zwięzłości węgla, zawodnienie i inne).	*Cg* = 0 do 0,15
Zagrożenia naturalne	– zagrożenie metanowe, – zagrożenie tąpaniami, – zagrożenie pożarowe, – zagrożenie klimatyczne, – zagrożenie wodne.	*Cz* = 0 do 0,12
Awaryjność maszyn i urządzeń	– awaryjność maszyn i urządzeń przodkowych oraz odstawy.	*Ca* = 0 do 0,09
Organizacja	– zakłócenia w organizacji pracy, obłożenia i przewozu załogi do ściany.	*Co* = 0 do 0,06

Czynniki ryzyka wpływają, w określonym stopniu, na wartość realnej zdolności wydobywczej ściany w stosunku do wartości nominalnej. Wartości tych odchyleń stanowią o ryzyku realizacji wartości oczekiwanej pod wpływem

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

występowania danego czynnika. Im większe odchylenie od wartości oczekiwanej, tym większe ryzyko realizacji zadania.

Wskaźniki ryzyka dla poszczególnych czynników ryzyka określają eksperci.

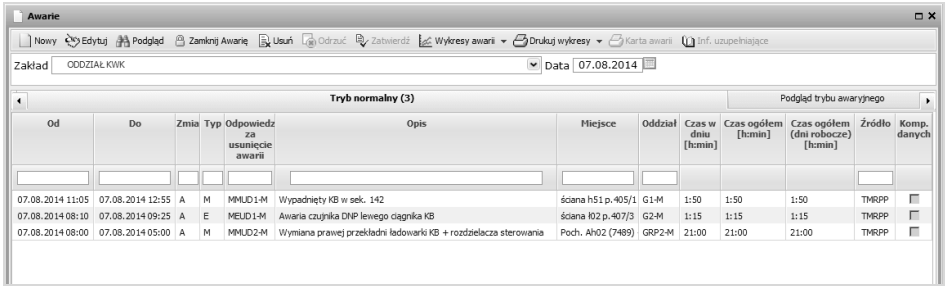
Narzędziem wykonawczym wyznaczania zdolności wydobywczej ścian jest algorytm stworzony na bazie arkusza kalkulacyjnego Excel [3].

6. Wpływ postojów i awarii na realizację planów

Realizacja przyjętych planów produkcji w KW S.A. uwzględnia zdarzenia, jakie zostały zarejestrowane na maszynach/urządzeniach uczestniczących procesie produkcyjnym danej ściany czy też drążonego wyrobiska chodnikowego. Zdarzenia powodujące zatrzymanie procesu produkcyjnego zostały podzielone na następujące grupy:

- Postoje – wynikające z przyczyn technologicznych, górniczych lub organizacyjnych,
- Awarie – spowodowane uszkodzeniem maszyny lub urządzeń z nią współpracujących,
- Wstrzymania – zatrzymanie pracy w wyniku kontroli organów nadzoru górniczego lub kierownictwa kopalni.

Na rysunku 4 przedstawiono przykładowy widok ekranu z systemu wspomagającego pracę dyspozytora kopalni – TMRPP2.



Rys.4. Widok z ekranu modułu TMRPP2 dla awarii rejestrowanych w kopalni [5]

7. Podsumowanie

Wykorzystanie narzędzi informatycznych jest obecnie koniecznością procesowego podejścia do zarządzania w nowoczesnym przedsiębiorstwie. Modułowa struktura zintegrowanych systemów informatycznych pozwala na skuteczne planowanie i monitorowanie oraz prowadzenie analizy ekonomicznej procesów produkcyjnych. Konieczność analizy kosztów dla prawidłowego określenia opłacalności produkcji w dowolnym obszarze, wymaga rozwijania wsparcia informatycznego procesów produkcji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Z analizy wszystkich danych wynika, że w 2013 r. w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. prowadzono średnio 54,4 ściany wydobywcze, w których osiągnięto średnie wydobycie w wysokości 2 636 t/d. Za 9-miesięcy 2014 roku osiągnięto średnie wydobycie 2 735,8 t/d.

Duże zróżnicowanie wydobycia dobowego uzyskiwanego ze ścian o zbliżonej wysokości wskazuje na niepełne wykorzystanie ich możliwości wydobywczych lub też na niedoszacowanie czynników ryzyka.

Celowe jest zwiększenie wydajności dobowej ścian powyżej 4000 t/d i ilości ścian. Konieczne jest prowadzenie analiz ryzyka na etapie planowania, przygotowania i eksploatacji ścian, celem oceny poziomu ryzyka niewykonania planu oraz przyspieszenia działań korygujących, zapobiegających niewykonaniu planu.

Literatura

1. Doległo L., Gajda Ł.: Wykorzystanie rozwiązań informatycznych wspomagających procesy zarządzania produkcją w Kompanii Węglowej S.A. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna KOMTECH 2013 – Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa, bezpieczeństwo-efektywność-niezawodność. Kliczków 2013.
2. Gajda Ł.: Wydajność ścian w Kompanii Węglowej S.A. Konferencja miesięcznika Napędy i Sterowanie, Innowacyjne maszyny i technologie - efektywność. Szczyrk 2012.
3. Uszko M.: Zarządzanie produkcją w Kompanii Węglowej S.A. Konferencja Górnictwo Zrównoważonego Rozwoju. Gliwice 2011.
4. Księga Zintegrowanego Systemu Zarządzania Kompanii Węglowej S.A. – Struktura procesów biznesowych. Katowice, 2004.
5. Materiały informacyjne Kompanii Węglowej S.A., 2014.
6. Materiały informacyjne Zintegrowany system wspomagania zarządzaniem w przedsiębiorstwie, COIG S.A., 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Kierunki rozwoju maszyn do mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych

Krzysztof Kotwica - Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

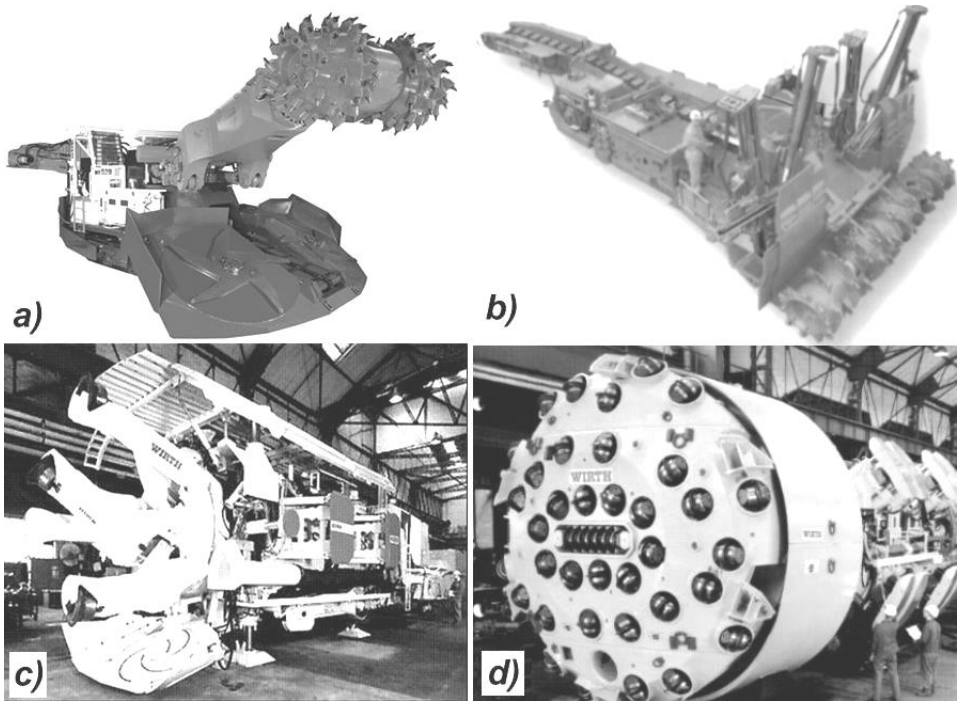
W polskich podziemnych kopalniach surowców mineralnych, jak również w większości tego typu kopalń na świecie, dla udostępnienia do eksploatacji kopaliny wymagane jest wykonanie znacznej liczby wyrobisk korytarzowych udostępniających i przygotowawczych. Drążenie tych wyrobisk jest zagadnieniem bardzo złożonym z uwagi na występujące znaczne trudności i ograniczenia natury geologiczno-górniczej, jak i technicznej a prace w tych wyrobiskach zaliczane są do jednych z najbardziej praco - i czasochłonnych [2, 3]. Już obecnie wyrobiska korytarzowe, zwłaszcza udostępniające, wykonywane są w skałach o bardzo niekorzystnych parametrach. Dotyczy to przede wszystkim wytrzymałości urabianego ośrodka skalnego na jednoosiowe ściskanie, która w wielu przypadkach przekracza 120 MPa i więcej, bardzo dużej zwięzłości skał oraz jej struktury. Nie mniej ważnym czynnikiem jest zawartość w skałach minerałów i wtrąceń powodujących szybkie ścieranie i zużywanie się narzędzi urabiających oraz w przypadku wtrąceń, na przykład sferosyderytów, występowanie silnego iskrzenia podczas pracy. Większa głębokość zalegania pokładów węgla oraz rud metali nieżelaznych i soli ma duży wpływ na pogarszanie się warunków ich eksploatacji. Dodatkowo drążenie wyrobisk na dużych głębokościach wiąże się z podwyższoną temperaturą otaczających skał. Ze względów wentylacyjnych stwarza to konieczność wykonywania wyrobisk o zdecydowanie większych przekrojach poprzecznych.

Czas wykonania wyrobisk korytarzowych przygotowawczych jest bezpośrednio związany z czasem udostępnienia złoża kopaliny do eksploatacji lub z postępem ściany, w przypadku kiedy chodnik przyścianowy drążony jest z wyprzedzeniem. Niejednokrotnie technologia szybsza nie zawsze jest ekonomicznie uzasadniona, chociaż dąży się do jak najwcześniejszego oddania wykonywanej inwestycji. Obecnie alternatywnie przy drążeniu wyrobisk korytarzowych stosowane są metody: tradycyjna z zastosowaniem materiałów wybuchowych oraz mechaniczna. W obu tych metodach wymagane jest zrealizowanie czterech głównych lub podstawowych operacji, takich jak urabianie, ładowanie i odstawa urobku oraz stawianie obudowy. Przy zastosowaniu metody tradycyjnej drążenie jest realizowane w cyklu szeregowym lub szeregowo-równoległym, a poszczególne operacje wykonywane są zazwyczaj jedna po drugiej, z możliwością co najwyżej jednoczesnego ładowania i odstawy urobku. Operacja urabiania składa się z wiercenia otworów strzałowych, ich ładowania materiałem wybuchowym, strzelania i przewietrzania. Zastąpienie tej metody metodami mechanicznymi umożliwia

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zblokowanie i wykonywanie co najmniej trzech, a nawet czterech operacji podstawowych jednocześnie. W mechanicznym systemie drążenia wyrobisk korytarzowych podstawową maszyną jest kombajn chodnikowy [2, 3].

Kombajny te można podzielić ze względu na kryterium przemieszczania się maszyny w przodku, liczbę równocześnie wykonywanych operacji i sposób atakowania czoła przodka. Ze względu na kinematykę procesu urabiania kombajny chodnikowe można podzielić na wiercące, frezujące, o niezdeterminowanej konstrukcyjnie kinematyce i o kinematyce złożonej np. wiercąco-frezujące. Natomiast ze względu na metodę urabiania, kombajny te dzieli się na urabiające skrawaniem przez frezowanie, urabiające przez statyczne zgniatanie, urabiające przez udarowe odbijanie i kombajny o kombinowanych sposobach niszczenia skały. Metoda frezowania wykorzystywana jest w kombajnach chodnikowych ramionowych urabiających punktowo (rys. 1a) i liniowo (rys. 1b), metoda tylnego podcinania w kombajnach chodnikowych, przedstawionych na rysunku 1c, a metoda statycznego miażdżenia, w przeznaczonych głównie do drążenia wyrobisk tunelowych, kombajnach chodnikowych pełnoprzekrojowych (rys. 1d) [2, 4].



Rys.1. Wybrane rozwiązania kombajnów chodnikowych, stosowanych w górnictwie podziemnym [8, 9, 11, 14]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Do zalet mechanicznego urabiania czoła przodka można zaliczyć to, że większość głównych operacji wykonuje jedna maszyna, jednoczesne ich wykonywanie znacznie skraca czas cyklu drążenia wyrobiska, co czyni technologię kombajnową bardziej wydajną od technologii strzałowej. Stwarza ona możliwość uzyskania dokładniejszego, żądanego obrysu wyrobiska. Uzyskuje się ponadto zmniejszenie osłabienia skał wokół wyrobiska spowodowane znacznym ograniczeniem działania sił udarowych w stosunku do stosowania materiałów wybuchowych oraz mniejsze naruszenie struktury skał i lepsze dopasowanie obudowy do obrysu, co powoduje, że obudowa przenosi mniejsze i równomierniej rozłożone obciążenia. Brak jest także gazów postrzałowych w wyrobisku.

Jednak te metody mają również swoje wady. Poniżej przedstawiono wybrane maszyny do mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych oraz tuneli, opisując zarówno ich zalety, jak i wady. Przedstawiono także podjęte już lub podejmowane kierunki działania mające te wady wyeliminować lub w jak największym stopniu je ograniczyć.

2. Kombajny chodnikowe ramionowe urabiające poprzez frezowanie – budowa, zasada pracy, zalety i wady

Kombajny chodnikowe ramionowe urabiające poprzez frezowanie są maszynami wyposażonymi w samojezdne podwozie gąsienicowe, a urabianie przodka z wykorzystaniem tych kombajnów polega na oddziaływaniu przez narzędzia urabiające, zabudowane na organie urabiającym, zamocowanym na ramieniu, na caliznę skalną. Urabianie przodka wyrobiska korytarzowego następuje poprzez jego frezowanie organem urabiającym uzbrojonym zazwyczaj w noże styczno-obrotowe. Organ zabudowany jest na ramieniu, umożliwiającym zazwyczaj wykonanie profilu urabianego przodka z jednego ustawienia. Narzędzia urabiające odspajają urobek od calizny, który spada na stół załadowczy usytuowany w przedniej części kombajnu. Można podzielić je ze względu na sposób atakowania czoła przodka na kombajny urabiające punktowo oraz liniowo [2].

W polskim górnictwie węglowym, gdzie prawie 95% wyrobisk korytarzowych jest urabianych z wykorzystaniem technologii mechanicznych, głównie poprzez frezowanie, kombajny urabiające punktowo są najpopularniejsze. Są to przede wszystkim kombajny klasy lekkiej (ponad 60% ogółu), klasy średniej oraz sporadycznie ciężkiej. Podstawowe parametry stosowanych obecnie na świecie kombajnów lekkich, średnich i ciężkich przedstawiono w tabeli 1.

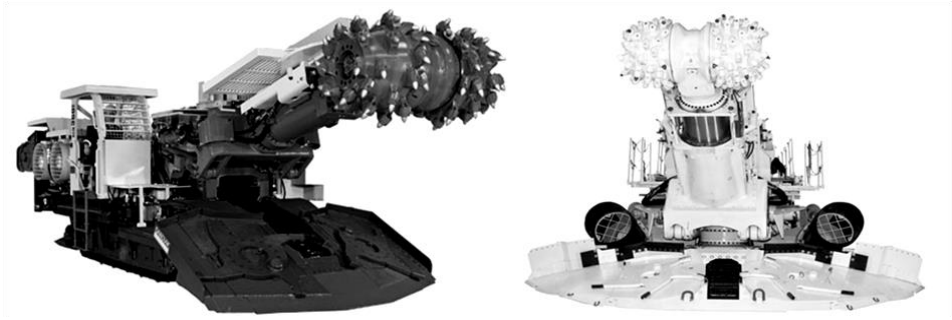
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Podstawowe parametry stosowanych kombajnów lekkich, średnich i ciężkich [2]

Tabela 1

Typ kombajnu	Napięcie zasilania [kV]	Moc sumaryczna [kW]	Masa [Mg]	Przekrój urabiania [m^2]	Nachylenie dopuszczalne [°]	Wytrzymałość urabianych skał *Rc* [MPa]
lekkie	0,5 ÷ 1,0	135 ÷165	20 ÷ 30	16,4 ÷ 22,5	± 18	max do 80
średnie	1,0	270 ÷ 350	45 ÷ 75	27,5 ÷ 35,0	± 20	max do 120
ciężkie	1,0	> 400	> 80	38,0 ÷ 46,0	± 20	max do 180

Zgodnie z powyższą tabelą, do urabiania skał zwięzłych najkorzystniejszym jest zastosowanie kombajnów co najmniej typu średniego, a najlepiej typu ciężkiego. Widok kombajnów typu średniego i ciężkiego przedstawiono na rysunku 2. Zaletami kombajnów chodnikowych ramionowych, urabiających punktowo jest możliwość urabiania przodka korytarzowego o dowolnym przekroju poprzecznym, ponadto urabiania selektywnego, czyli najpierw urabiania ośrodka o mniejszej, a następnie większej urabialności. Kombajn taki, ze względu na podwozie gąsienicowe, jest łatwy do przemieszczania i zainstalowania w wybranym przodku.



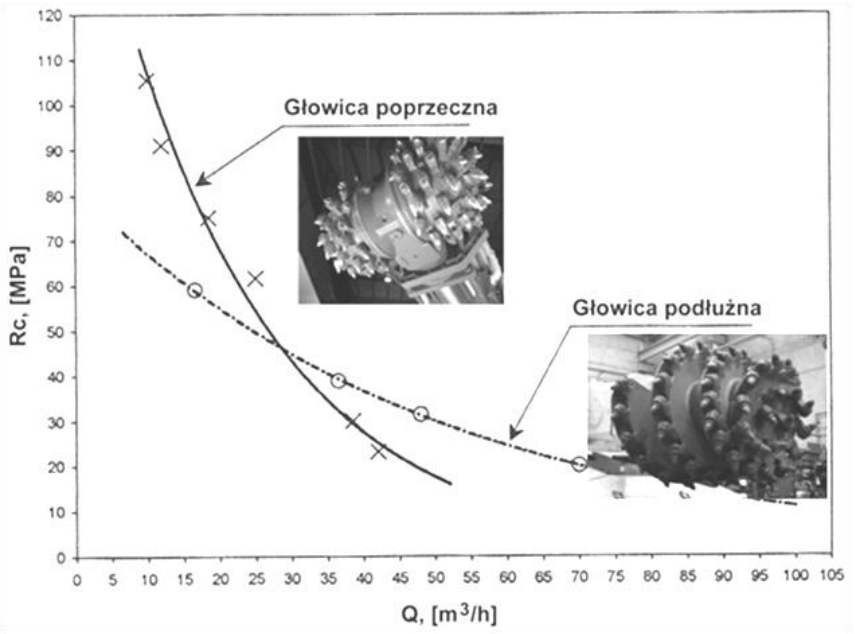
Rys.2. Widok kombajnów ramionowych urabiających punktowo typu średniego MR320 (po lewej) i ciężkiego MR620 (po prawej) firmy Sandvik [9]

Niestety wadami takiego kombajnu są przede wszystkim mała prędkość drążenia, związana z koniecznością wykonania co najmniej kilku przejść organu urabiającego dla urobienia przodka na całym przekroju oraz konieczność zatrzymania procesu urabiania po odsłonięciu stropu na zadaną odległość dla zabezpieczenia wyrobiska obudową. Ponadto metoda frezowania ogranicza w większości tego typu kombajnów zakres stosowania do skał co najwyżej średniozwięzłych i zwięzłych. Skały bardziej zwięzłe powodują zwiększone zużywanie się narzędzi skrawających [2, 4].

Prace nad przystosowaniem kombajnów ramionowych urabiających punktowo do urabiania skał zwięzłych były prowadzone od dłuższego czasu. Do urabiania skał bardziej zwięzłych o wiele lepiej nadają się organy poprzeczne (rys. 3). Wiąże się to z możliwością zabudowania na tego typu

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

organach większej liczby narzędzi skrawających, głównie noży styczno-obrotowych. Ogranicza się w tym przypadku wydajność procesu urabiania, ale umożliwia mechaniczne urabianie skał zwięzłych i bardzo zwięzłych.



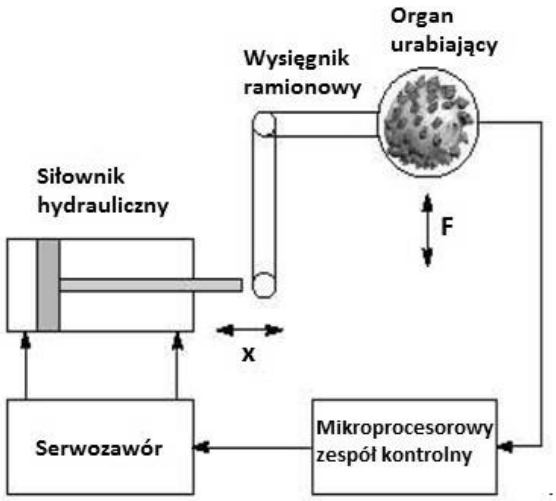
Rys.3. Zakres stosowania i możliwości organów poprzecznych i podłużnych [1, 2]

Ponadto w chodnikowych kombajnach ramionowych produkowanych przez firmę Sandvik i przeznaczonych do mechanicznego urabiania skał zwięzłych zaproponowano innowacyjny układ napędu i stabilizacji głowicy urabiającej [9, 10]. Firma Sandvik, we współpracy z innymi ośrodkami badawczymi, opracowała rozwiązanie kombajnu o nazwie ICACUTROC AM105 (obecnie MR 620 – rys. 2) pozwalającego na urabianie skał o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dochodzącej nawet do 180 MPa. Było to możliwe dzięki zastosowaniu nowej konstrukcji organów i narzędzi urabiających oraz elektro-hydraulicznemu systemowi stabilizacji głowicy urabiającej. W kombajnie ICACUTROC AM105 zastosowano organy o obniżonej prędkości obrotowej, pozwalające na urabianie skał z prędkością skrawania 1,4 m/s (w standardowych organach wartość tej prędkości dochodzi nawet do 3,0 m/s).

System stabilizacji głowicy urabiającej, którego zasadę działania przedstawiono na rysunku 4, zapewnia odpowiednią sztywność wysięgnika oraz jego natychmiastową reakcję w postaci odsunięcia od calizny w przypadku nadmiernego obciążenia głowicy urabiającej. Jest to możliwe dzięki ciągłej kontroli obciążenia głowicy i aktywnemu zasilaniu przestrzeni nad- i podtłokowych siłownika wysięgnika. Te modernizacje pozwoliły nie tylko na urabianie skał zwięzłych, o wytrzymałości na ściskanie do 180 MPa, ale także zmniejszenie drgań

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

głowicy urabiającej i liczby przejść dla urobienia całego przekroju wyrobiska oraz zużycia narzędzi skrawających.



Rys.4. Schemat zasady działania elektroniczno-hydraulicznego systemu stabilizacji głowicy urabiającej kombajnu ICACUTROC AM105 firmy Voest Alpine [9, 10]

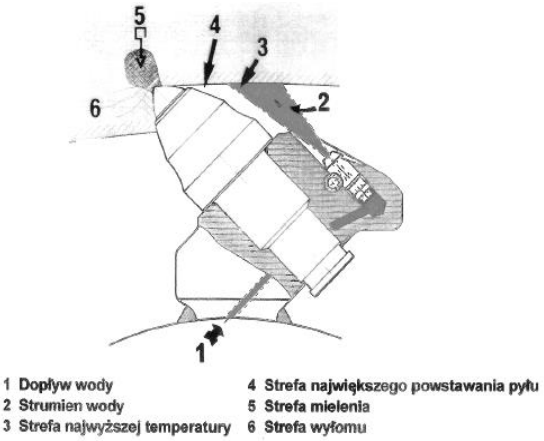
Zużycie narzędzi skrawających jest jednym z podstawowych czynników ograniczającym zastosowanie mechanicznego urabiania skał zwięzłych poprzez frezowanie. W rozwiązaniu kombajnu firmy Sandvik zastosowano więc nowej konstrukcji noże styczno-obrotowe z węglikami spiekanymi trójfazowymi typu S-Grade. Zwiększyło to wielokrotnie trwałość tych narzędzi względem rozwiązań standardowych. Dobre efekty w postaci zmniejszenia zużycia ostrzy noży uzyskano także dzięki zastosowaniu w nożach styczno-obrotowych wkładek z węglików spiekanych o kształcie grzybkowym lub kapeluszowym w miejsce stożkowych [2].

Zmniejszenie zużycia narzędzi skrawających można uzyskać także poprzez wprowadzenie wspomagania procesu skrawania wysokociśnieniowymi strumieniami wody. Zastosowanie tak zwanego indywidualnego, wewnętrznego i sektorowego zraszania ostrza noża, najkorzystniej poprzez dysze umieszczone za nożem (rys. 5), pozwala nie tylko na ograniczenie zużycia ostrzy narzędzi, ale także na wyeliminowanie iskrzenia i niebezpieczeństwa wybuchu gazu oraz duże ograniczenie generowanego zapylenia [4].

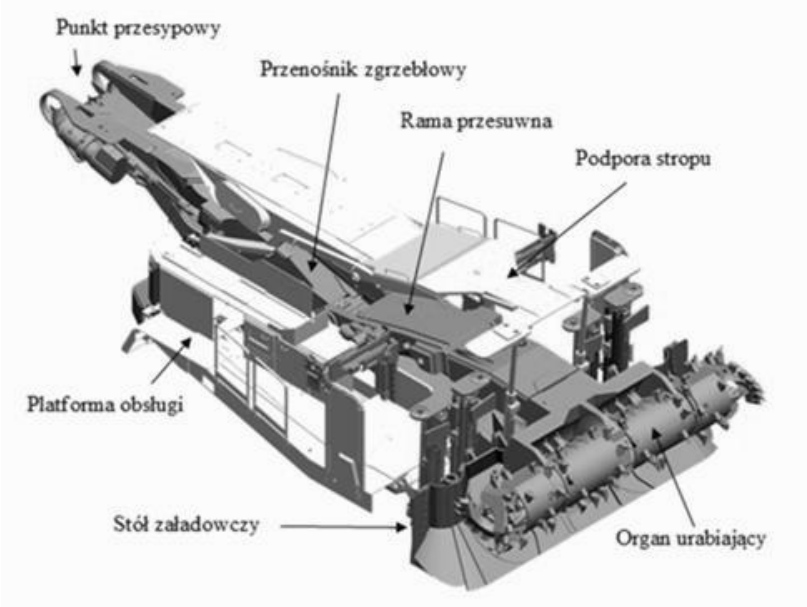
Zwiększenie prędkości drążenia można uzyskać poprzez zastosowanie kombajnów chodnikowych urabiających liniowo. Kombajn taki posiada organ urabiający, którego długość odpowiada szerokości drążonego wyrobiska. Dzięki temu urobienie wyrobiska na całym przekroju następuje poprzez przemieszczenie tego organu z góry na dół, na wysokość wyrobiska. Jednak taki organ generuje prostokątny kształt wyrobiska, będący równocześnie zaletą (najlepiej ustawny kształt, najmniejsze opory przepływu powietrza) oraz wadą (kumulowanie się naprężeń od działania górotworu w narożach wyrobiska, stała szerokość

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wyrobiska). Przy kształcie prostokątnym wyrobiska, można do jego zabudowy wykorzystać tanie i łatwe oraz szybkie do założenia kotwy. Pozwala to także na równoczesne wykonanie operacji urabiania oraz zabudowy. Kombajn taki można ponadto stosować w przypadku korzystnych warunków stropowych – mocny strop. Budowę takiego kombajnu pokazano na rysunku 6. Podobnie jak kombajn urabiający punktowo jest łatwy do przemieszczania i zainstalowania w wybranym przodku, natomiast ze względu na długi organ i dużą liczbę zamocowanych na nim narzędzi urabiających, zakres stosowania jest jeszcze bardziej ograniczony, co najwyżej do skał średniozwięzłych, zazwyczaj węgla kamiennego [2].



Rys.5. Wewnętrzny, zanożowy i sektorowy system zraszania narzędzi skrawających [4, 9]

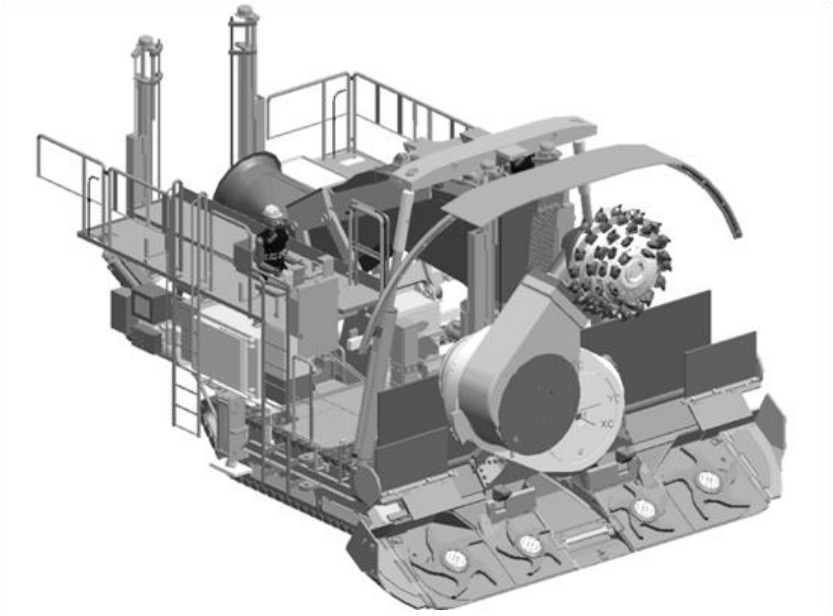


Rys.6. Budowa kombajnu chodnikowego urabiającego liniowo MB670 firmy Sandvik [9]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Uniwersalność frezujących kombajnów ramionowych urabiających punktowo stała się przyczyną poszukiwania innych rozwiązań maszyn wykorzystujących organy frezujące. Na bazie wieloletnich doświadczeń z tego typu maszynami firma Sandvik opracowała rozwiązanie nietypowego kombajnu urabiająco-rozpierającego typ AVSA (skrót od niemieckiej nazwy maszyny Alternatives Vortriebssystem Schneiden-Ankern) [10]. Budowę tego kombajnu przedstawiono na rysunku 7. W przedniej części kombajnu zamocowane jest obrotowe i przegubowe ramię, na którym zabudowany jest frezujący organ urabiający. Złożenie ruchu ramienia (równoczesny obrót pierwszej części i wychył drugiej, w połączeniu z obrotem organu urabiającego, generuje złożoną trajektorię ruchu narzędzi skrawających, powodując nie tylko skrawanie, ale także wyłupywanie urabianej skały, poprzez nakładanie się poszczególnych skrawów.

Kombajn ten został zaprojektowany z myślą o wykorzystaniu go przy drążeniu wyrobisk korytarzowych, których strop można kotwić. Dwie z takich maszyn zostały zastosowane w kopalniach niemieckich. Taka konstrukcja maszyny oraz zainstalowana moc organu urabiającego 270 kW pozwala wykonywać wyrobisko korytarzowe w skałach trudno urabialnych o gabarytach: szerokość urabiania 7,5 m, wysokość urabiania 5,7 m. Dzięki możliwości jednoczesnego urabiania, załadunku i odstawy oraz kotwienia uzyskano dwukrotne zwiększenie postępów, w porównaniu do tradycyjnych kombajnów chodnikowych ramionowych. Umożliwiono także automatyzację procesu urabiania – programowanie profilu urabiania i mechanizację procesu zakładania obudowy kotwowej.



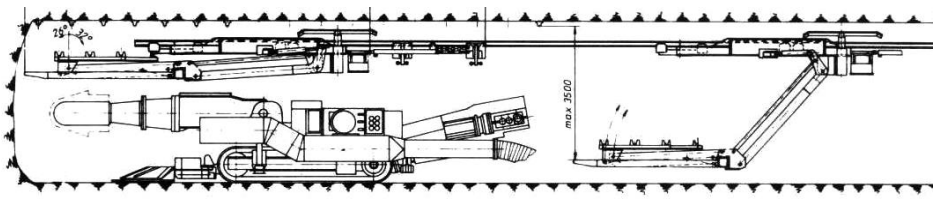
Rys.7. Budowa kombajnu urabiająco-rozpierającego firmy Sandvik typ AVSA [9, 10]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Kierunki prac mających na celu poprawę efektywności pracy kombajnów chodnikowych ramionowych urabiających punktowo

Powyżej wymienione wady kombajnów chodnikowych ramionowych, urabiających punktowo były powodem dla podjęcia prac nad rozwiązaniami, które miałyby wyeliminować lub ograniczyć te wady. Dotyczyło to przede wszystkim skrócenia czasu związanego z zabudową wyrobiska oraz poszerzenia obszaru zastosowania tych kombajnów do skał trudno urabialnych.

Czas związany z obudową wyrobiska korytarzowego można skrócić poprzez zastosowanie mocowanych na wysięgniku kombajnu ramionowego podestów roboczych z mechanizmem podnoszenia łuków stropnicowych. Jest to w tej chwili standardowym rozwiązaniem w wielu typach kombajnów. Jeszcze większe ułatwienie prac i skrócenie czasu montażu odrzwi obudowy łukowej można uzyskać poprzez zastosowanie przemieszczanych po podwieszonym pod stropem torowisku szynowym platform roboczych do transportu, montażu i zakładania obudowy łukowej podatnej. Takie rozwiązanie przedstawiono na rysunku 8. Dzięki tego typu platformom część prac związanych z montażem obudowy jest realizowana poza przodkiem i po zakończeniu urabiania gotowe elementy obudowy są transportowane nad kombajnem do miejsca ich zakładania [2].



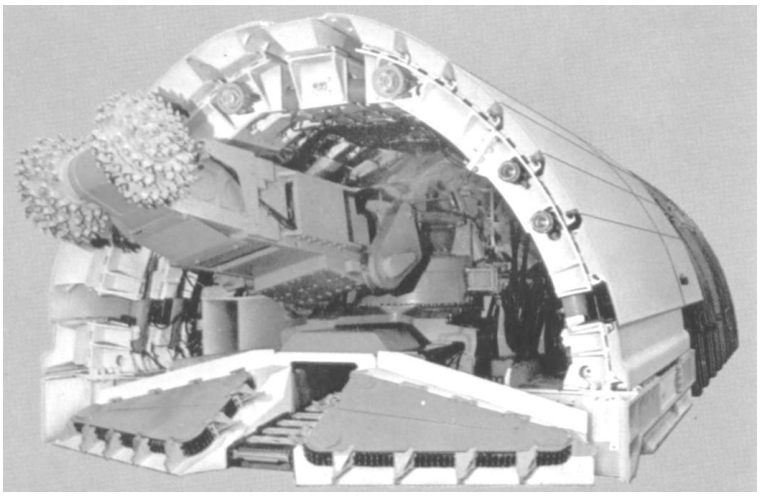
Rys.8. Widok platformy do wiercenia otworów i zakładania obudowy łukowej podatnej typ AMG niemieckiej firmy GTA Bergbautechnik [7]

Najlepszym rozwiązaniem wydaje się jednak zastosowanie zmechanizowanej tymczasowej obudowy chodnikowej chroniącej kombajn na czas urabiania i pozwalającej na przeniesienie procesu zabudowy poza przodek wyrobiska. Takie rozwiązania były produkowane między innymi przez firmę Westfalia Lünen (rys. 9) jednak nie znalazły szerszego zastosowania. Obecnie nad innego typu rozwiązaniem kroczącej, hydraulicznej i tymczasowej obudowy chodnikowej są prowadzone prace w Katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH Kraków. Obudowa ta jest w trakcie prób przemysłowych.

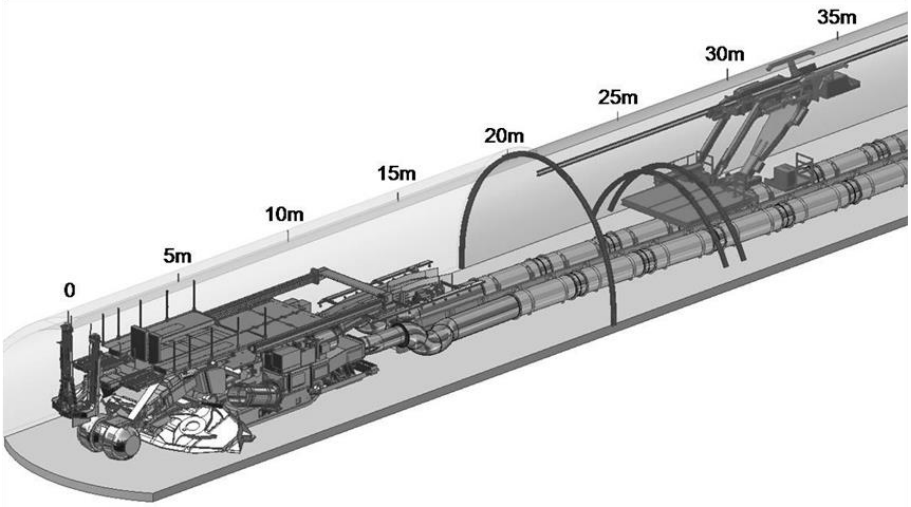
W przypadku wystąpienia w drążonym wyrobisku korytarzowym warunków pozwalających na zastosowanie do zabudowy wyrobiska obudowy kotwiowej lub obudowy mieszanej kotwowo-łukowej, dla ułatwienia i przyspieszenia procesu zabudowy obecnie stosowane są rozwiązania kombajnów wyposażonych w tzw. nadstawkę wiercąco-kotwiącą, mocowaną na ramieniu kombajnu lub przesuwnie na jego kadłubie. W zależności od

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

warunków stropowych, sukcesywnie strop w miarę postępu drążenia jest kotwiony. W przypadku konieczności zastosowania obudowy mieszanej zakładana jest obudowa łukowa o rozrzedzonej podziałce i następnie jest ona dokotwiana pomiędzy łukami lub najpierw wykonywana jest obudowa kotwiowa, a łuki są stawiane już za kombajnem. Ta druga wersja jest korzystniejsza. Schemat kompleksu kombajnowego firmy Sandvik z kombajnem z nadstawką wiercąco-kotwiącą oraz platformą roboczą, pozwalającego na drążenie wyrobiska korytarzowego taką technologią przedstawiono na rysunku 10. Przedstawiona powyżej technologia nie tylko ułatwia i przyspiesza wykonywanie zabudowy wyrobiska, ale także ogranicza jej koszty [2, 3].



Rys.9. Tymczasowa zmechanizowana obudowa chodnikowa firmy Westfalia Lünen [2]



Rys.10. Kompleks kombajnowy chodnikowy z platformą roboczą oraz kombajnem firmy Sandvik wyposażonym w nadstawkę wiercąco-kotwiącą [9]

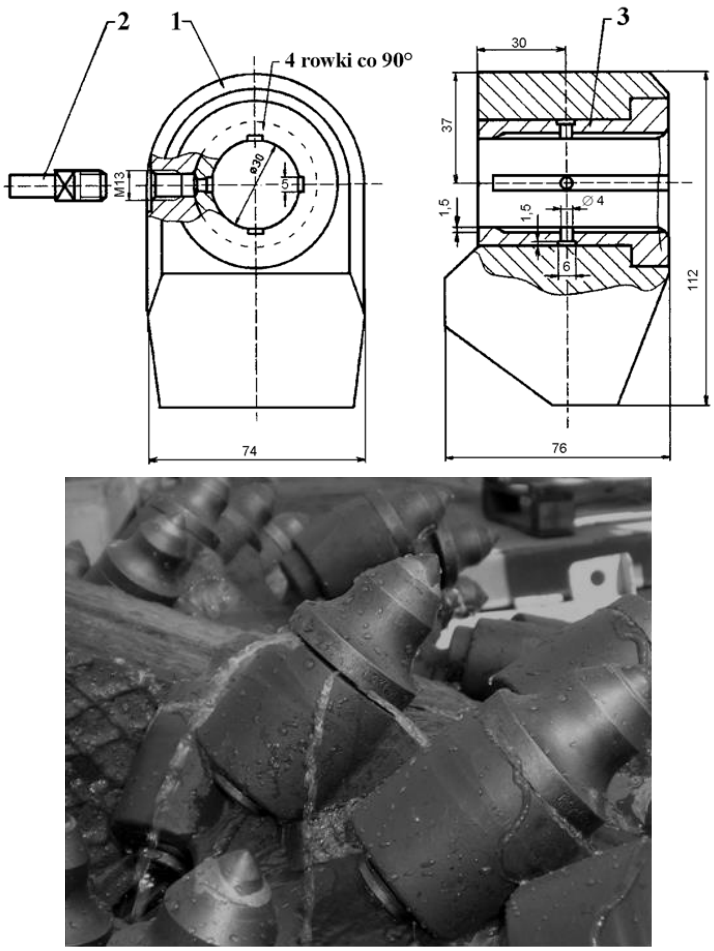
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Mankamentem powszechnie obecnie stosowanych na organach urabiających kombajnów chodnikowych ramionowych narzędzi skrawających, czyli noży styczno-obrotowych jest charakter ich zużywania się. Poprawnie pracujące narzędzie tego typu powinno obracać się regularnie w uchwycie i zużywać się w miarę symetrycznie. Badania prowadzone podczas drążenia dwóch tuneli (rys. 11) wykazały jednak, że co najmniej 2/3 ogółu tych narzędzi ma inną formę zużycia, co powoduje wzrost zapylenia, poboru mocy, liczby zużywanych narzędzi a tym samym kosztów drążenia. Powodowane jest to zacieraniem się trzonów noży w uchwytach i brakiem ich obrotów [4].

Rys.11. Klasyfikacja zużycia noży styczno-obrotowych podczas [4]: *a) drążenia tunelu w miejscowości Zuelenroda, b) drążenia tunelu Küçüksu*

Dla ułatwienia obrotu noża w uchwycie i zmniejszenia jego oporów w Katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych opracowano specjalne rozwiązanie uchwytu noża styczno-obrotowego z wymuszonym smarowaniem cieczą – czystą wodą lub niskoprocentową emulsją. Ideę takiego uchwytu oraz jego widok w wersji zastosowanej do prób przemysłowych na organie urabiającym kombajnu chodnikowego R 130 przedstawiono na rysunku 12 [4]. Wyniki przeprowadzonych w Katedrze badań laboratoryjnych oraz testów poligonowych i dołowych potwierdziły skuteczność nowego rozwiązania uchwytów. Liczba obrotów była, dla tych samych parametrów pracy narzędzia, wielokrotnie większa, co skutkowało ich o wiele większą trwałością.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.12. Zmodernizowany, wspomagany cieczą pod ciśnieniem uchwyt noży styczno-obrotowych – schemat i widok takiego uchwytu na organie kombajnu R 130 [4]:
1 – uchwyt nożowy, 2 – króciec doprowadzający, 3 – tuleja

Jak nadmieniono nie zawsze zastosowanie tradycyjnych narzędzi skrawających jest możliwe lub ekonomicznie uzasadnione, dlatego poszukuje się nowych ich rozwiązań konstrukcyjnych. Jednym z takich rozwiązań jest nóż specjalny koronowy (rys. 13). Jego część skrawająca jest wykonana w postaci kielicha lub korony i na obwodzie uzbrojona ośmioma węglikami słupkowymi. Takie rozwiązanie pozwala, zamiast zwykłego skrawania, na odbijanie i odspajanie kawałków skały na skutek punktowych nacisków pojedynczych węglików. Ponadto nierównomierne obciążenie pojedynczych węglików w dużym stopniu wpływa na zwiększenie obrotów narzędzia w uchwycie i zmniejszenie jego zużycia. Wyniki badań poligonowych przeprowadzonych na kombajnie AM 50 w kopalni odkrywkowej wapienia były pozytywne, lecz należy sprawdzić efektywność pracy tych narzędzi w warunkach dołowych [2].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys.13. Widok standardowego noża styczno-obrotowego oraz specjalnego noża koronowego (po lewej) oraz widok noża koronowego po 8 godzinnej pracy (po prawej) [2]

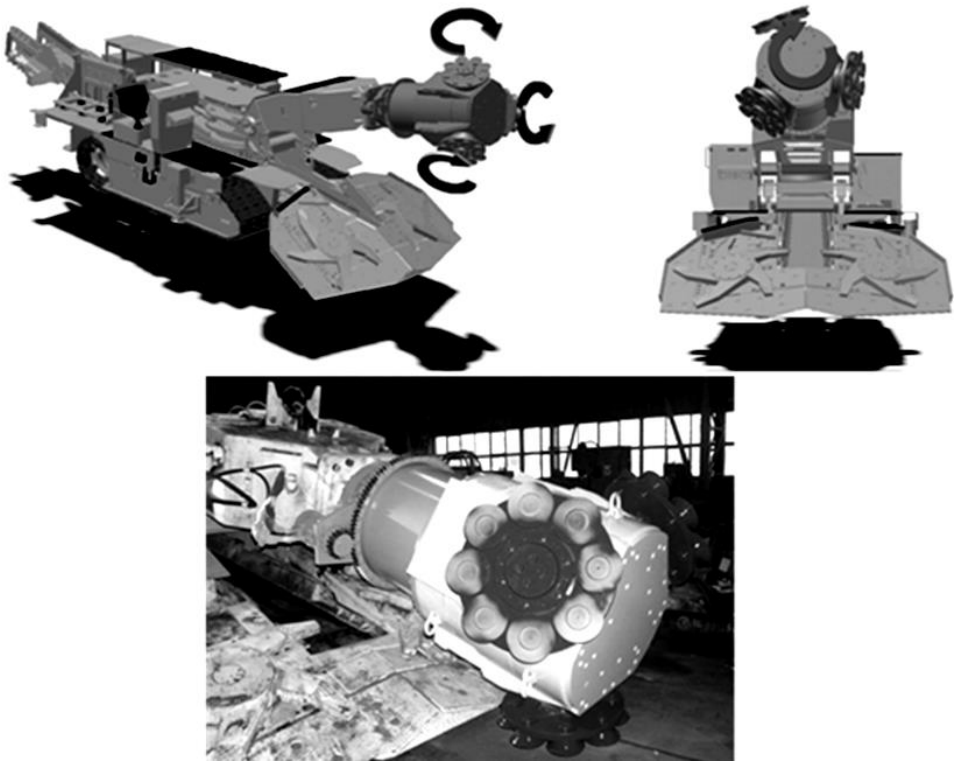
Wprowadzenie noży styczno-obrotowych na frezujących organach urabiających ramionowych kombajnów chodnikowych nawet typu ciężkiego ogranicza ich zastosowanie do drążenia wyrobisk korytarzowych w skałach o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie nieprzekraczającej 150 a sporadycznie 180 MPa. Stąd od lat prowadzone są prace nad opracowaniem nowych rozwiązań konstrukcyjnych głowic i organów urabiających dla chodnikowych kombajnów ramionowych lub metod urabiania pozwalających na efektywne urabianie skał trudno urabialnych.

Jednym z takich rozwiązań było zastosowanie organu urabiającego uzbrojonego w dyski jak np. rozwiązanie opracowane i testowane w amerykańskiej Colorado School of Mines. Aby zmniejszyć wartości sił urabiania i docisku zastosowano mini-dyski symetryczne o średnicy 125 mm. Rezultaty przeprowadzonych prób laboratoryjnych były zadowalające, brak jednak szczegółowych danych na ten temat. Dalsze prace nad tego typu organem nie były jednak na większą skalę kontynuowane [5].

Pojawiły się również inne koncepcje wykorzystania na organach urabiających kombajnów chodnikowych ramionowych głównie dysków niesymetrycznych, w których zasadnicza idea polegała na wykorzystaniu dysku jako narzędzia odłupującego. Dzięki temu zużycie energii i wartość siły docisku są mniejsze, co daje możliwości konstrukcji maszyny urabiającej o niższych parametrach energetycznych, mniejszych wymaganiach ze względu na kryterium stateczności, jak w przypadku klasycznych dysków działających w kierunku prostopadłym do powierzchni urabianej calizny. W przypadku maszyn wykorzystujących tę technikę, między innymi, wykonanych przez firmę Wirth opisanych w następnej części, metoda ta wykazała pełną przydatność. Jedynym mankamentem był złożony sposób sterowania maszyną oraz duże siły reakcji. Dlatego ideę techniki tylnego podcinania postanowiono rozwijać w Katedrze MGPiT AGH Kraków w kierunku opracowania konstrukcji organu urabiającego dla tych kombajnów [2, 5].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Pozytywne wyniki przeprowadzonych prób stanowiskowych i laboratoryjnych pozwoliły na stwierdzenie, że istnieje możliwość opracowania rozwiązania organu urabiającego wyposażonego w mininarzędzia dyskowe niesymetryczne o średnicy do 160 mm. Zaproponowano opracowanie nowej koncepcji organu, w którym ruch narzędzi dyskowych będzie wymuszony i będzie powodował urabianie calizny skalnej narzędziami po złożonej trajektorii. Pozwala to na przecinanie się linii urabiania poszczególnych narzędzi dyskowych oraz ułatwienie urabiania skał zwięzłych poprzez wyłamywanie bruzd skalnych. W tym celu zabudowano narzędzia dyskowe na oddzielnych trzech tarczach, zamontowanych obrotowo na płaszczu organu urabiającego i napędzanych niezależnie od niego [5]. Podczas pracy korpus organu wykonuje ruch obrotowy wokół własnej osi, równocześnie obracają się tarcze boczne nadając ruch obrotowy narzędziom dyskowym, będącym w danym momencie w kontakcie z urabianą skałą. W nowym rozwiązaniu organu z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu założono, że napędy dla obydwu ruchów będą osobne, aby umożliwić niezależne sterowanie wartością ich prędkości obrotowej.



Rys.14. Możliwości kinematyczne i widok nowego rozwiązania głowicy o złożonej trajektorii ruchu zabudowanej na ramieniu kombajnu KR 150, gotowej do prób poligonowych [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

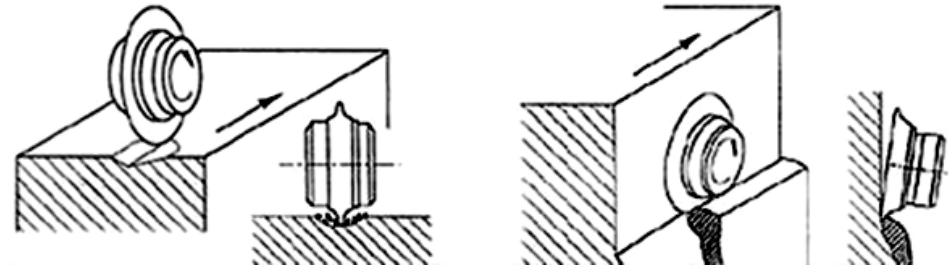
Na podstawie projektu nowego rozwiązania głowicy z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu wykonano, we współpracy z Zakładami REMAG S.A. rozwiązanie głowicy dla modelu produkowanego przez te firmę średniego kombajnu chodnikowego KR150. Możliwości kinematyczne nowego rozwiązania głowicy oraz widok gotowej głowicy zabudowanej na ramieniu kombajnu pokazano na rysunku 14.

Głowicę tą poddano kompleksowym badaniom na stanowisku poligonowym. Sprawdzano efektywność urabiania i stopień zużycia narzędzi dyskowych, jak też granulację uzyskanego urobku. Najkorzystniejsze parametry pracy – duże uziarnienie urobku, małe obciążenie silników napędowych oraz ograniczone drgania, uzyskano dla obrotów kadłuba głowicy około 20 1/min, przy wartości obrotów tarcz około 60 1/min, przy obrotach kadłuba głowicy przeciwnych do ruchy wskazówek oraz obrotach tarcz z narzędziami dyskowymi zgodnymi z ruchem wskazówek.

Nowe rozwiązanie głowicy pracowało dla takich parametrów bez większych zastrzeżeń. Nie stwierdzono większych oznak zużycia się narzędzi dyskowych. Obecnie we współpracy z REMAG S.A. i Famur Institute trwają prace nad modernizacją opisanego rozwiązania głowicy i przygotowaniem jej do przeprowadzenia prób w warunkach zbliżonych do przemysłowych.

4. Możliwości zastosowania do drążenia wyrobisk korytarzowych kombajnów chodnikowych wykorzystujących narzędzia dyskowe

Mechaniczne urabianie skał zwięzłych z wykorzystaniem narzędzi dyskowych realizowane jest poprzez quasi statyczne zgniatanie lub tak zwane tylne podcinanie. Urabianie poprzez quasi statyczne zgniatanie (rys. 15 po lewej) polega na wciskaniu krawędzi dysku w caliznę skalną z siłą P_d o kierunku prostopadłym do jej powierzchni. W wyniku działania tej siły przekroczona zostaje lokalnie wytrzymałość skały na nacisk, następuje jej miażdżenie oraz kruszenie i dysk zagłębia się w niej na głębokość g. Jednocześnie do uchwytu przyłożona jest siła styczna P_s powodująca przemieszczanie się (obtaczanie) narzędzia wzdłuż powierzchni calizny [2].



Rys.15. Schemat urabiania skały narzędziem dyskowym symetrycznym (po lewej) oraz niesymetrycznym w metodzie tylnego podcinania (po prawej) [12]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

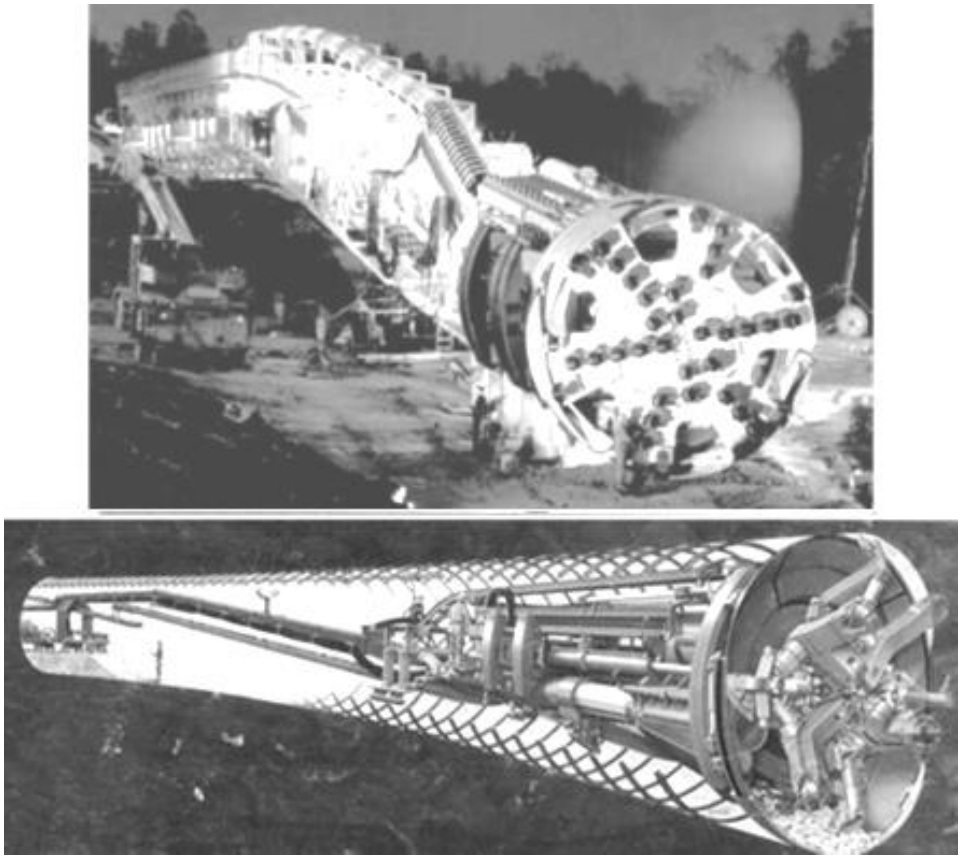
Możliwość obracania się narzędzia w głowicy powoduje zmniejszenie sił tarcia, co ogranicza stratę energii. Niewątpliwą wadą urabiania poprzez quasi statyczne zgniatanie jest konieczność zapewnienia dużej siły docisku narzędzia. Niszczenie struktury calizny następuje w wyniku przekroczenia wytrzymałości na docisk. Maszyna urabiająca, musi przenieść reakcje pochodzące od organu urabiającego. Narzędzia dyskowe stosowane do urabiania tą metodą są najczęściej symetryczne lub rzadziej niesymetryczne.

Narzędzia dyskowe niesymetryczne wykorzystuje się w technice urabiania nie tylko jako narzędzia zgniatające, ale również jako narzędzia odłupujące [2, 12]. Ideą urabiania poprzez odłupywanie narzędziem dyskowym jest wykorzystanie charakterystycznej dla skał kilku a nawet kilkunastokrotnie mniejszej wytrzymałości na rozciąganie od wytrzymałości na ściskanie. Zasadą techniki tak zwanego tylnego podcinania jest urabianie skały przez odcinanie jej w kierunku wolnej powierzchni. Narzędzie dyskowe działa na skałę stycznie do powierzchni urabianej calizny, podobnie jak to ma miejsce w przypadku narzędzia skrawającego, jednak odmienność tej metody polegająca na wykorzystaniu ruchu obtaczania dysku, co eliminuje skutecznie tarcie ślizgowe na rzecz tarcia tocznego. Na rysunku 15 po prawej pokazano schemat metody tylnego podcinania. Wykorzystanie dysków w ten sposób obniża zużycie energii i wartość siły docisku, co daje możliwości konstrukcji maszyny urabiającej o odpowiednio niższych parametrach energetycznych, mniejszych wymaganiach ze względu na kryterium stateczności, niż ma to miejsce w przypadku klasycznych dysków miażdżących działających w kierunku prostopadłym do powierzchni urabianej calizny.

Urabianie narzędziami dyskowymi poprzez quasi statyczne zgniatanie znalazło zastosowanie głównie w kombajnach chodnikowych pełnoprzekrojowych rozporowych oraz osłonowych typu TBM [2, 4]. Są one maszynami bezpodwoziowymi – kroczącymi, wykonującymi równocześnie operację urabiania, ładowania i odstawy oraz często obudowy wyrobiska. Zaletą kombajnów chodnikowych pełnoprzekrojowych jest możliwość urabiania bardzo zwięzłych skał i uzyskiwanie bardzo dużych prędkości drążenia. Związane jest to z równoczesnym urabianiem i zabudową wyrobiska oraz urabianiem całej powierzchni przodka za jednym obrotem organu urabiającego. Wymaga to jednak wygenerowania przez maszynę bardzo dużej siły docisku na każde z narzędzi dyskowych (nawet do 300 kN), co w konsekwencji powoduje duże gabaryty, masę oraz koszt takiego kombajnu. Duże gabaryty oraz masa maszyny wymagają również poniesienia dodatkowych kosztów związanych z demontażem i transportem kombajnu do miejsca pracy oraz jego ponownym montażem i przygotowaniem dla niego tzw. sztolni startowej. Widok takiego kombajnu przedstawiono na rysunku 16. Stąd tego typu kombajny mogą być efektywnie wykorzystywane tylko przy drążeniu wyrobisk o wystarczająco długim wybiegu, pozwalającym na wykorzystanie ich dużej prędkości drążenia.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zazwyczaj jest to w zależności od średnicy drążonego wyrobiska minimum 3-5 km. Kombajn ten drąży wyrobisko o przekroju kołowym, co jest równocześnie jego zaletą i wadą. Zaleta to kształt najlepiej dopasowujący się do naprężeń górotworu. Natomiast wada to średnica wyrobiska taka sama jak średnica organu urabiającego oraz konieczność wykonywania tzw. sztucznego spągu dla zapewnienia poprawnych warunków pracy w wyrobisku.



Rys.16. Widok kompleksu z kombajnem pełnoprzekrojowym firmy Robbins typ MK (u góry) i ramionowego kombajnu pełnoprzekrojowego TB 500 firmy Bouygues (na dole) [6, 15]

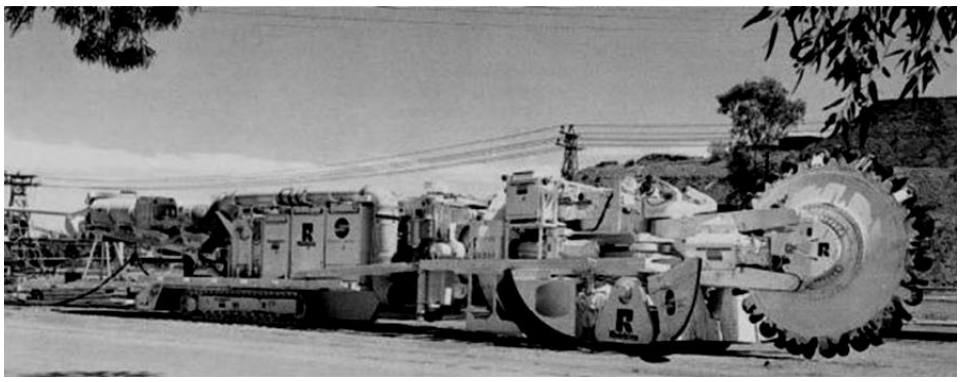
Wady tego typu kombajnów (duża masa, wymagane długie wybiegi, duży koszt), skłoniły do poszukiwań innych rozwiązań maszyn, które byłyby lżejsze, miały mniejsze gabaryty, a pomimo to pozwalały na uzyskiwanie równie wysokich wydajności drążenia. Francuska firma Bouygues opracowała typoszereg kombajnów z organami wiercącymi o zmiennej geometrii i z wychylnymi ramionami. Jednym z takich kombajnów jest maszyna typu TB 500D. Rysunek 16 przedstawia widok tego kombajnu [2, 3, 6].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W czasie drążenia występuje skojarzenie dwóch ruchów: ruchu obrotowego wszystkich ramion wokół osi wzdłużnej kombajnu oraz ruchów wychylania ramion wymuszanych przez siłownik. W związku z tym narzędzia dyskowe zataczają na czole przodka spirale o na przemian rosnących i malejących promieniach. Ramiona są tak ustawione, że dwa przeciwległe ramiona zataczają łuki w strefie środkowej lub zewnętrznej czoła przodka.

Główną zaletą tego kombajnu jest fakt, że dzięki zastosowaniu tylko czterech narzędzi dyskowych kombajn pozwala na drążenie przy mniejszych siłach docisku niż kombajn typu TBM. Generuje to również zdecydowanie mniejszą masę i gabaryty maszyny. Jednakże w celu uzyskania wydajności porównywalnych z wydajnościami kombajnów typu TBM jest potrzeba stosowania większych prędkości obrotowych organów urabiających (od 5 do 7 razy), przy dodatkowej sile składowej bocznej, co jest powiązane z pogorszeniem warunków pracy dysków. Spowodowało to, że tego typu kombajny są konkurencyjne względem poprzednio opisywanych tylko do średnicy maksimum 5 metrów.

Innym nietypowym rozwiązaniem kombajnu chodnikowego, w którym wykorzystano zasadę urabiania dyskami statycznymi jest kombajn Mobile Miner firmy Robbins, którego widok przedstawiono na rysunku 17 [15]. Organ urabiający wykonany jest w postaci tarczy o dużej średnicy, z osadzonymi i ułożyskowanymi na jej obwodzie dyskami urabiającymi. Organ ten osadzony jest na ramieniu, w którym zabudowany jest silnik napędu ruchu obrotowego organu. Ruchem posuwowym jest ruch wychylania ramienia w płaszczyźnie poziomej, a pomocniczym ruch wychylania w płaszczyźnie pionowej. Ruchy wychylania realizowane są za pomocą siłowników hydraulicznych. Ponadto maszyna musi realizować ruch zawrębiania, do czego wykorzystuje zarówno napęd podwozia gąsienicowego, jak też siłowniki wychylania.



Rys.17. Kombajn frezujący Mobile Miner firmy Robbins typ MM120 [15]

Ze względu na potrzebę przenoszenia siły wzdłużnej, w konstrukcji maszyny przewidziano rozpory hydrauliczne oraz stopę stabilizującą przednią

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

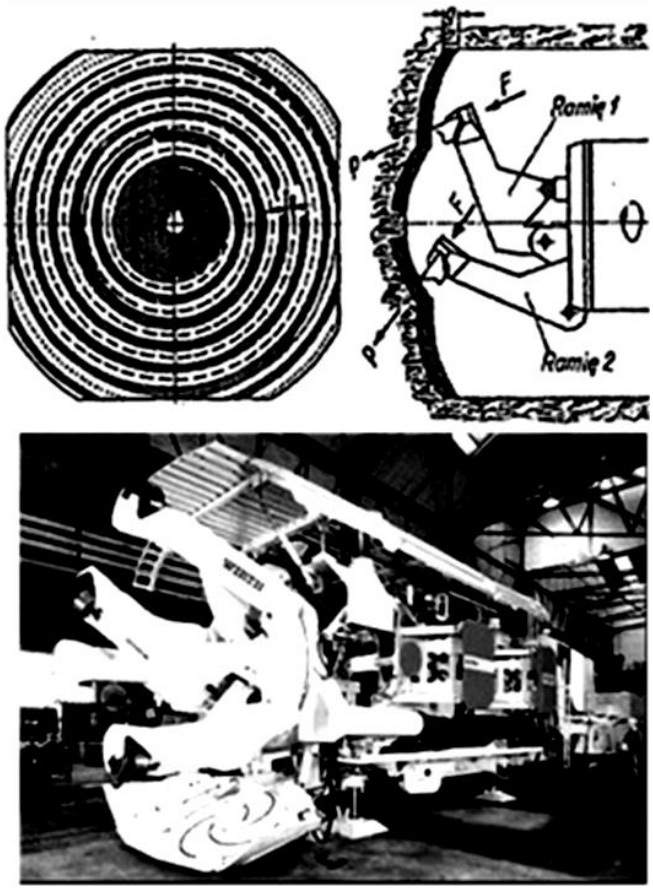
część podwozia gąsienicowego. Kombajn taki umożliwia wykonywanie wyrobiska w kształcie zbliżonym do prostokąta o łukowych ścianach bocznych – ociosach.

Idea pracy tego typu maszyny została wykorzystana dla opracowania i wykonania przez firmę Atlas Copco dla koncernu Rio Tinto rozwiązania kombajnu Modular Mining Machine. Wizualizację tego kombajnu pokazano na rysunku 18. Maszyna ta została opracowana do drążenia wyrobisk przygotowawczych i udostępniających w ramach projektu „Mine of the future" dla nowych kopalń miedzi Resolution Copper w Arizonie oraz miedzi i złota Oyu Tolgoi w Mongolii.

Wykorzystując natomiast zalety opisanej wcześniej metody tylnego podcinania w firmie Wirth GmbH, po wcześniejszym przeprowadzeniu badań poligonowych z maszyną o podobnej zasadzie pracy, wykonano maszynę przemysłową, kombajn urabiający metodą tylnego odcinania tzw. Hinterschneidenmaschine [11, 12]. Dzięki odpowiedniemu doborowi geometrii układu ramion umożliwiono atakowanie calizny przodka od obwodu wyrobiska w kierunku jego osi. Dla rozszerzenia zakresu stosowania maszyny pod względem możliwych do wykonania kształtów przekroju wyrobiska, wyposażono kombajn w komputerowy układ sterowania trajektoriami ruchów ramion. Dzięki temu maszyna mogła drążyć chodniki o przekrojach kołowych i o dowolnych, zaprogramowanych kształtach przekroju poprzecznego wyrobiska. Na rysunku 19 przedstawiono zasadę pracy oraz widok tego kombajnu przed wykonaniem prób urabiania.

Rys.18. Wizualizacja kombajnu MMM Modular Mining Machine firmy Atlas Copco dla koncernu Rio Tinto w ramach projektu „Mine of the Future" [14]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

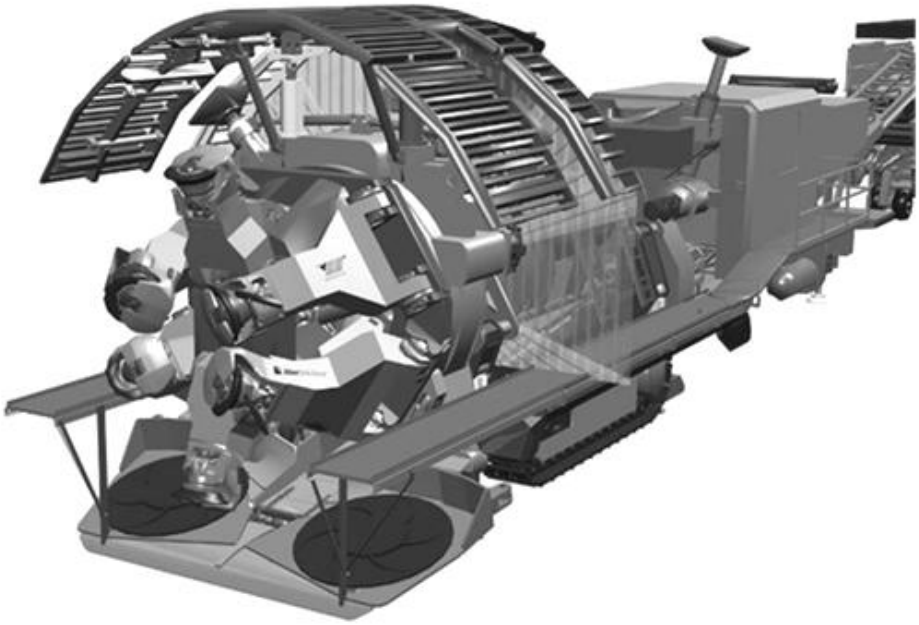


Rys.19. Zasada pracy oraz widok kombajnu firmy WIRTH urabiającego metodą tylnego odcinania (Hinterschneidenmaschine) [11, 12]

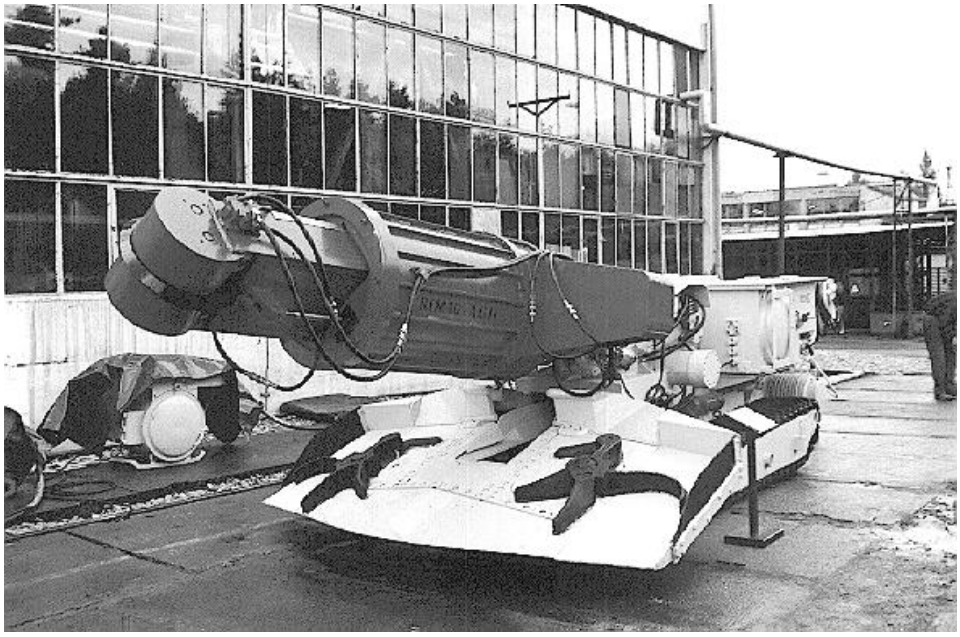
Próby takie wykonano w kopalni doświadczalnej Herdecke, urabiając piaskowiec o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie *Rc* = 140 MPa. Przy zastosowaniu narzędzi dyskowych o średnicy około 450 mm uzyskano bardzo duże uziarnienie urobku oraz przekrój wyrobiska zbliżony do kwadratu o zaokrąglonych narożach. Przy takim uziarnieniu uzyskano niewielką energochłonność procesu urabiania, kilka razy mniejszą niż w przypadku kombajnów pełnoprzekrojowych oraz wydajność około 3 m^3/h na jeden dysk. Narzędzia dyskowe po zakończeniu prób urabiania nie wykazywały widocznych śladów zużycia [12].

Uzyskane doświadczenia pozwoliły firmie Aker Wirth na opracowanie nowej wersji maszyny MTM 6 umożliwiającej drążenie wyrobisk przygotowawczych i udostępniających w ramach projektu „Mine of the future" dla koncernu Rio Tinto, jako alternatywę dla opisanych powyżej kombajnów firmy Atlas Copco. Wizualizację jednej z takich maszyn przedstawiono na rysunku 20.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.20. Wizualizacja kombajnu MTM 6 firmy Aker Wirth opracowanego dla koncernu Rio Tinto w ramach projektu „Mine of the future" [13]



Rys.21. Widok prototypowego kombajnu RDA-1 z aktywnym narzędziem dyskowym [2]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przeprowadzone i opisane powyżej prace wskazują na jeden z bardziej obiecujących kierunków poszukiwań nowych metod urabiania opartych na urabianiu mechanicznym z wykorzystaniem narzędzi dyskowych.

W przedstawionych kombajnach wykorzystywano narzędzia dyskowe urabiające poprzez statyczny docisk lub tylne podcinanie. W Katedrze MGPiT, we współpracy z Zakładami Remag w Katowicach, opracowano w oparciu o kombajn AM-50, prototypowe rozwiązanie kombajnu ramionowego chodnikowego, w którym zastosowano symetryczne narzędzie dyskowe aktywne. Widok tego kombajnu pokazano na rysunku 21.

Narzędzie dyskowe, zabudowane na teleskopowym i obrotowym ramieniu, było uaktywniane przez układ hydrauliczny oparty na konstrukcji młota udarowego. Takie rozwiązanie pozwalało na możliwość utrzymywania ciągłego kontaktu ostrza narzędzia dyskowego z urabianą calizną i efektywną jego pracę podczas pobijania. Umożliwiało także zastosowanie różnych technologii urabiania czoła przodka.

Uzyskane podczas przeprowadzonych badań laboratoryjnych i prób poligonowych wyniki potwierdziły, że takie rozwiązanie może być wykorzystane do selektywnego urabiania skał o różnorodnych własnościach fizykomechanicznych. Można mieć jednak zastrzeżenia do ograniczonej wydajności urabiania. Było to powodem, że prace nad takim rozwiązaniem kombajnu nie zostały dalej kontynuowane.

5. Podsumowanie

W przypadku polskiego górnictwa podziemnego można podsumować, że w najbliższej przyszłości należy oczekiwać wykorzystania przy mechanicznym drążeniu wyrobisk korytarzowych głównie ciężkich kombajnów chodnikowych ramionowych urabiających punktowo. Zastosowanie kombajnów chodnikowych urabiających liniowo oraz kombajnów pełnoprzekrojowych w warunkach polskich kopalń podziemnych jest pozbawione ze względów ekonomicznych i technicznych sensu. Można tego typu maszyny wykorzystać tylko w specyficznych warunkach górniczo-geologicznych, przykładowo przy urabianiu soli kamiennej lub drążeniu tuneli komunikacyjnych, takich jak warszawskie metro.

Duże perspektywy daje możliwość zastosowania na kombajnach ramionowych chodnikowych nowych rozwiązań głowic urabiających, takich jak przykładowo głowica z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu. Wymaga to jednak przeprowadzenia dalszych badań w warunkach przemysłowych.

Natomiast w górnictwie światowym coraz większe nadzieje wiąże się z zastosowaniem nietypowych rozwiązań maszyn wykorzystujących niekonwen-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

cjonalne techniki urabiania skał z zastosowaniem narzędzi dyskowych symetrycznych i niesymetrycznych. Przykładem tego jest opracowane i wykonane dla koncernu Rio Tinto przez firmę Aker Wirth rozwiązanie maszyny MTM 6, wykorzystującej metodę tylnego podcinania narzędziami dyskowymi niesymetrycznymi i umożliwiającej drążenie wyrobisk przygotowawczych i udostępniających w ramach projektu „Mine of the future" dla nowych kopalń miedzi Resolution Copper w Arizonie oraz miedzi i złota Oyu Tolgoi w Mongolii. W ramach tego samego projektu firma Atlas Copco opracowała i wykonała również nietypowe rozwiązanie kombajnu Modular Mining Machine z narzędziami dyskowymi symetrycznymi wykorzystującymi quasi statyczne ściskanie, które może być z powodzeniem zastosowane do drążenia wyrobisk korytarzowych. Oba kombajny są obecnie w trakcie prób przemysłowych w ww. kopalniach.

Literatura

1. Dolipski. M, Cheluszka P.: Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2002.
2. Kotwica K., Klich A.: Monografia "Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych". Wydawnictwo ITG KOMAG, Gliwice 2011.
3. Kotwica K.: Scenariusze rozwoju technologicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego. Gospodarka surowcami mineralnymi, Tom 24, Zeszyt 1/2, Wydawnictwo IGSMiE PAN Kraków, Kraków 2008.
4. Kotwica K.: Monografia „Zastosowanie wspomagania wodnego w procesie urabiania skał narzedziami górniczymi". Wydawnictwa AGH, Kraków 2012.
5. Kotwica K., Gospodarczyk P., Stopka G.: A new generation mining head with head with disc tool of complex trajectory. Archives of Mining Sciences. Vol. 58, 4 (2013).
6. Prospekty i materiały informacyjne firmy Bouygues.
7. Prospekty i materiały informacyjne firmy GTA Bergbautechnik.
8. Prospekty i materiały informacyjne firmy Joy.
9. Prospekty i materiały informacyjne firmy Sandvik.
10. Prospekty i materiały informacyjne firmy Voest-Alpine.
11. Prospekty i materiały informacyjne firmy Wirth.
12. Weber W.: Drążenie chodników o różnych przekrojach przy pomocy techniki tylnego wycinania. Maszyna firmy Wirth-HDRK „Continuos Mining Machine" Sympozjum Drążenie chodników w górnictwie węgla kamiennego. Siemianowice Śl. 1994.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

13. Witryna internetowa: http://www.akersolutions.com
14. Witryna internetowa: http://www.atlascopco.com
15. Witryna internetowa: http://www.robbins.com

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Efektywne technologie eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego

Dariusz Fuksa, Piotr Kipczak, Ewa Ciszyńska – Akademia Górniczo–Hutnicza

1. Wstęp

W warunkach polskich kopalń węgla kamiennego najczęściej stosowanym systemem eksploatacji jest system ścianowy. Natomiast systemy ubierkowe są obecnie rzadko stosowane, i wykorzystuje się je szczególnie do wybierania resztek pokładów. System ścianowy opiera się na zastosowaniu kompleksu ścianowego, gdzie maszyną urabiającą jest kombajn. Dominująca pozycja kombajnów w systemach eksploatacji wynika, w większości przypadków z urabiania pokładów o miąższości powyżej 1,5 m. Eksploatacja pokładów o miąższości około 1,5 m wiąże się z dużymi trudnościami związanymi z prowadzeniem ściany i w znaczny sposób ogranicza wydobycie dobowe. Sukcesywnie malejąca baza zasobowa węgla ulokowanego w grubych pokładach polskich kopalń węgla kamiennego skłania do eksploatacji pokładów średnich i cienkich (1,8 - 1,5 m). Jednym z podstawowych kierunków działań w tym zakresie jest rozwój takiej technologii, która umożliwi efektywne wybieranie tych pokładów, które aktualnie nie są eksploatowane z uwagi na małą miąższość. Kopalnie stają wtedy przed problemem jaki system eksploatacji pokładu wybrać i jakie zastosować maszyny. Doświadczenia polskiego i zagranicznego górnictwa węgla kamiennego wskazują, że możliwości takie stwarza zastosowanie techniki strugowej, jak również mniejszych kombajnów ścianowych. Wdrożenie tych technologii urabiania węgla ma strategiczne znaczenie dla wielu polskich kopalń. Umiejętne zastosowanie metod eksploatacji pokładów o miąższości poniżej 1,5 m, zarazem korzystnych z ekonomicznego punktu widzenia, pozwoliłoby na zwiększenie zasobów przemysłowych węgla oraz wydłużenie czasu eksploatacji poszczególnych pokładów.

2. Możliwości eksploatacji pokładów cienkich

Głównymi parametrami decydującymi o wyborze systemu eksploatacji, a także o doborze urządzenia urabiającego są: miąższość eksploatowanego pokładu oraz kąt nachylenia złoża. Uwzględniając wyżej wymienione parametry należy wprowadzić podziały pokładów węgla kamiennego na:

- cienkie do 1,5 m,
- średnie od 1,5 m do 3 m,
- grube powyżej 3 m

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

oraz:

- poziome od 0° do 12°,
- słabo nachylone od 12° do 35°,
- silnie nachylone od 35° do 55°,
- strome powyżej 55°.

Powszechnym jest pogląd, iż wyniki ekonomiczne osiągane w wyniku eksploatacji ściany o miąższości poniżej 1,5 m, urabianej techniką kombajnową, mogą być niesatysfakcjonujące. Dodatkową trudność sprawia często konieczność przybierania stropu, co czyni eksploatację jeszcze mniej opłacalną, szczególnie w świetle ciągle zaostrzających się przepisów w zakresie gospodarki odpadami. W takiej sytuacji zarządy kopalń nie decydują się na eksploatację pokładów poniżej 1,5 m. Udział tych pokładów w zasobach przemysłowych jest jednak znaczący (tab. 1) [5].

Podział zasobów przemysłowych ze względu na grubość pokładu (wg stanu na 31.12.2008) (źródło: opracowanie własne na podstawie [6])

Tabela 1

Grubość pokładu [m]	Zasoby przemysłowe			
	ogółem		na poziomach czynnych i w budowie	
	[mln Mg]	[%]	[mln Mg]	[%]
do 1,2	129,3	2,8	112,5	3,4
1,2-1,5	563,7	12,4	376,5	11,3
1,5-2,0	1 066,7	23,4	789,5	23,7
2,0-3,5	1 574,1	34,5	1 153,1	34,7
3,5-4,5	504,1	11,0	366,4	11,0
powyżej 4,5	724,9	15,9	529,5	15,9
Razem	4 562,8	100,0	3 327,53	100,0

Udział pokładów cienkich w zasobach przemysłowych od początku transformacji gospodarczej ustawicznie spada, na skutek przekwalifikowania ich do zasobów pozabilansowych, bądź nieprzemysłowych. Według stanu zasobów na 31.12.1991 r. pokłady cienkie (do 1,5 m) stanowiły 38,3%, a obecnie 25%. Największy ubytek z ewidencji zasobów w pokładach cienkich nastąpił w latach 1990 - 1996. Ubyło z ewidencji wówczas 4,9 mld Mg zasobów przemysłowych, z tego aż 3,2 mld Mg w pokładach cienkich. Od roku 1996 do 2002 spadek udziału pokładów cienkich w ogólnej bazie zasobów przemysłowych był niewielki. Może to świadczyć, iż większość kopalń w tym okresie wyczerpała możliwość przekwalifikowywania zasobów w tych pokładach do zasobów nieprzemysłowych i pozabilansowych. Jednak w kolejnych latach nastąpił dalszy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

ubytek zasobów w pokładach cienkich o ponad 1 mld Mg, co stanowiło ponad 40% udziału w zmniejszeniu ogólnej bazy zasobów przemysłowych.

Na podstawie danych zamieszczonych w tabeli 2 można stwierdzić, że najlepsze wyniki w obszarze koncentracji wydobycia uzyskuje się w przedziale wysokości ścian 2,0-3,5 m, i z tego przedziału pochodzi prawie 75% wydobycia. Drugi atrakcyjny przedział dla uzyskiwania wysokiej koncentracji to przedział wysokości ścian 3,5-4,5 m, jednakże z tego przedziału pochodzi tylko 5,4% wydobycia. Pokłady cienkie do 1,5 m są prawie całkowicie wyeliminowane z eksploatacji. Znacząco maleje udział wydobycia z pokładów cienkich. O ile w roku 1998 wynosił on 18%, to w 1999 r. już 16%, w 2000 r. 13%, w roku 2001 już tylko 7,7%, w 2004 5,1%, natomiast w roku 2006 spadł do 1% i utrzymuje się do chwili obecnej na zbliżonym poziomie. Pewnym przełomem był rok 2010, kiedy to wykorzystywano w polskim górnictwie dwie instalacje strugowe. Dzięki doświadczeniom uzyskanym z eksploatacji ścian techniką strugową w Polsce oraz za granicą (głównie w Niemczech), można stwierdzić, że w ścianach o wysokości do 1,8 m ekonomicznie uzasadniona i zalecana jest eksploatacja kompleksami strugowymi. W przypadku złoża o miąższości od 1,8 m do 2,3 m mogą być stosowane zarówno kompleksy strugowe, jak i kombajnowe, natomiast przy miąższości powyżej 2,3 m zaleca się eksploatację przy użyciu kompleksu kombajnowego [6].

Udział wydobycia według grubości pokładów, w skali przemysłu węglowego w roku 2006 (źródło: opracowanie własne na podstawie [6])

Tabela 2

Grubość pokładu [m]	Udział procentowy	
	w wydobyciu	w zasobach przemysłowych
do 1,5	1	17,1
1,5-2,0	11,4	23,7
2,0-3,5	74,6	33,5
3,5-4,5	5,4	8,8
powyżej 4,5	7,6	16,9

Należy sądzić, że ciągle doskonalona technika strugowa powinna w najbliższym czasie pozwolić na:

- wzrost wydobycia z eksploatacji pokładów cienkich poniżej 1,5 m, a w wielu przypadkach również z pokładów średniej miąższości,
- dokonanie przekwalifikowania grupy zasobów pozabilansowych (o miąższościach rzędu 1,0 ÷ 1,5 m) w części kopalń, co wydłuży czas ich istnienia i pozwoli na lepsze wykorzystane majątku produkcyjnego.

Udział pokładów cienkich w polskich kopalniach jest bardzo zróżnicowany, a duża grupa kopalń posiada znaczne ich ilości. Ponad 51% całkowitych

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zasobów przemysłowych stanowią pokłady cienkie w KWK „Bolesław Śmiały", znaczny jest również ich udział w kopalniach, „Krupiński" (38%), „Bogdanka" (37,4%) i „Murcki-Staszic" (33%).

2.1. Kombajnowy system mechanizacyjny

Zarówno w polskim, jak i w światowym górnictwie dominującą technologią urabiania w przodkach ścianowych jest frezowanie. Wynika to z faktu, że zakres stosowania kombajnów ścianowych jest większy od strugów. Urabialność węgla w pokładzie nie ogranicza możliwości zastosowania kombajnu w ścianie o określonej wysokości. Rozwiązania techniczne i moce produkowanych obecnie kombajnów umożliwiają urabianie ścian o wysokości od 1,2 m do 5,5 m, a przy specjalnym wykonaniu do 6,5 m. Jedyne ograniczenie związane z ich stosowaniem stanowi minimalna wysokość ściany, wynosząca obecnie około 1 m. Ze względu na osobny napęd poszczególnych podstawowych zespołów roboczych kombajnu (organy urabiające, ciągnik) oraz sposób przeniesienia napędu na elementy robocze, praktycznie nie istnieje ograniczenie związane z urabialnością węgla zalegającego w pokładzie. Poprzez odpowiedni dobór wyposażenia i parametrów pracy kombajnu można uzyskać prawidłowy przebieg procesu urabiania calizny węglowej.

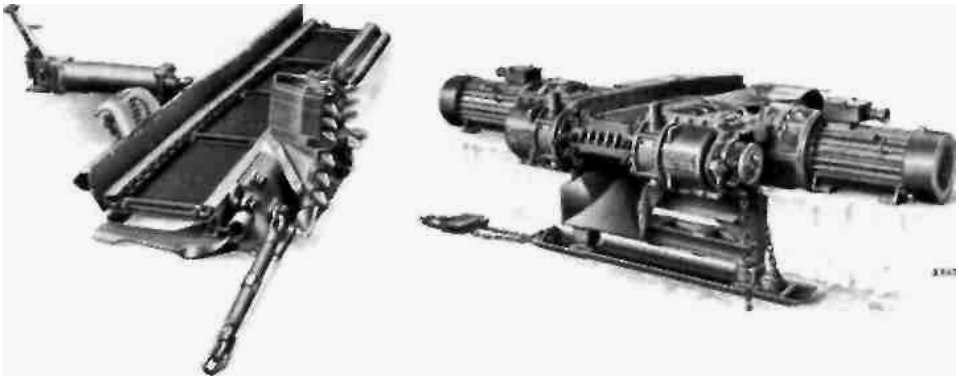
Drugą istotną funkcją realizowaną przez organy urabiające kombajnu, poza skrawaniem, jest ładowanie odspojonego od calizny węgla na przenośnik poprzez przemieszczanie go wzdłuż osi obrotu organu. Zdecydowanie większa, w porównaniu ze strugiem, szerokość zabioru sprawia, że ilość odspojonego urobku jest znacznie większa. Stąd w przypadku kombajnów zapewnienie prawidłowego przebiegu procesu ładowania jest równie ważne, jak i procesu skrawania.

2.2. Rozwój techniki strugowej

W 1937 roku w kopalni Ibbenburen w Niemczech skonstruowano pierwszy na świecie strug. Przyspawane ostrze klinowe do szyny kopalnianej przeciągano wzdłuż ociosu węglowego za pomocą liny ciągniętej przez kołowrót służący do rabowania. Skrawano w ten sposób warstwę węgla o grubości około 0,15 m. W roku 1948 w niemieckiej firmie Wetsfalia Lünen zbudowano według konstrukcji W. Loebbe pierwsze jednolite urządzenie strugowe (rys. 1) poprzez zespolenie napędu struga i przenośnika na jednej ramie napędowej. Strug ten został zastosowany po raz pierwszy w 1950 roku w kopalni Friedrich Heinrich w Zagłębiu Ruhry [3]. Od tego momentu udział urabiania przy zastosowaniu techniki strugowej w ogólnym wydobyciu ze ścian zaczął wzrastać. Strug według koncepcji Loebbego przypominał budową dzisiejsze konstrukcje, przeszedł jednak szereg modernizacji. Do najważniejszych modernizacji zaliczyć należy:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- zastąpienie liny łańcuchem,
- zastosowanie elementu stabilizującego głowicę strugową,
- zwiększenie prędkości skrawania,
- rozdzielenie napędów struga i przenośnika (co czyni urządzenie strugowe niezwykle efektywnym).



Rys.1. Strug firmy Westfalia Lünen (źródło: opracowanie własne na podstawie [3])

W drugiej połowie dwudziestego wieku skonstruowano i wprowadzono na rynek wiele typów strugów. Strugi były w tym okresie szeroko rozpowszechnione na całym świecie. Największą popularność zyskały w Niemczech, ale stosowano je także w Wielkiej Brytanii, Związku Radzieckim, Holandii, a także w Polsce. Połowa lat sześćdziesiątych była dla techniki strugowej okresem szczytowym. W górnictwie zachodnio-niemieckim pracowało w tym czasie ponad 550 strugów [4].

Postęp, jaki dokonał się w technice oraz stworzenie możliwości przybierania skał stropowych spowodowały jednak, iż to właśnie kombajny na wiele lat odgrywały decydującą rolę w urabianiu złoża w kopalniach węgla kamiennego. Kompleksowa mechanizacja wybierania systemami ścianowymi, które zdominowały światowe górnictwo węgla kamiennego (konkurencję stanowią jedynie systemy komorowo-filarowe), wykorzystuje w procesie urabiania kombajny i strugi węglowe. Rywalizacja pomiędzy tymi dwoma grupami maszyn urabiających toczyła się przez wiele lat. W ostatnich latach zdecydowaną przewagę uzyskały kombajny, strugi stosowane były wyłącznie do wybierania łatwo urabialnych pokładów. Głównym tego powodem była niska moc zainstalowana na kompleksach strugowych. W ostatniej dekadzie sytuacja ta uległa radykalnej poprawie. Poprzez wdrożenie układów mikroprocesorowych oraz szeregu unowocześnień, kompleksy strugowe stały się konkurencyjne dla kompleksów kombajnowych. Współczesne kompleksy strugowe dysponują mocą wynoszącą nawet 1,6 MW i są w stanie urabiać twarde pokłady węgla kamiennego oraz pokonywać uskoki na równi z kompleksami kombajnowymi. Należy sądzić więc, iż w odniesieniu do

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

eksploatacji pokładów cienkich, a nawet części pokładów średnich przyszłość może należeć do strugów. Strugi, podobnie jak kombajny, urabiają caliznę węglową w kierunku równoległym do czoła ściany węglowej. Urabianie polega na ścinaniu warstwy calizny grupą noży (w kształcie ostrza klinowego) umocowanych na głowicy strugowej przesuwanej podczas pracy wzdłuż czoła ściany. Elementem urabiającym jest symetryczna głowica urabiająca caliznę w obu kierunkach (zwrotach). Odstawa urobku odbywa się przenośnikiem zgrzebłowym zabudowanym wzdłuż czoła ściany.

Do podstawowych zalet techniki strugowej należy zaliczyć:

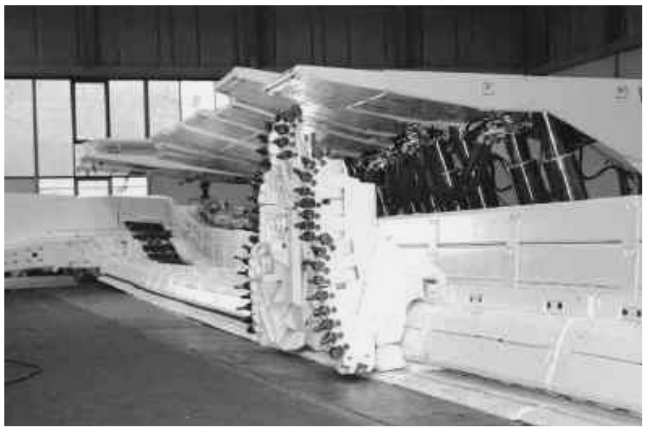
- możliwość efektywnego wybierania pokładów cienkich oraz w wielu przypadkach średnich, jako iż strug jest w stanie uzyskać wyższe wydobycie w takim samym okresie efektywnego urabiania przy porównywalnych parametrach ścian,
- możliwość urabiania zabiorami w przedziale od 5 do 25 cm oraz szybkie przesuwanie obudowy zmechanizowanej w rejonach utrudnionych warunków stropowych,
- mniejsze zapylenie i niższy hałas w porównaniu do techniki kombajnowej,
- poprawa bezpieczeństwa pracy wynikająca z automatyzacji procesu produkcyjnego,
- mniejsze rozdrobnienie urobku oraz mniejszy wydatek metanu, jak i pojawianie się w nim większej ilości węgla wskutek ograniczenia przybierania stropu, co w przypadku niektórych kopalń ma niezwykle istotne znaczenie.

Ciągłe doskonalenie tych zalet na przestrzeni ostatnich lat jest bezpośrednią przyczyną ciągłej modernizacji standardowego struga ślizgowego, polegającą generalnie na:

- zwiększeniu mocy napędowej struga z 2 x 400 kW do 2 x 800 kW,
- zwiększeniu średnicy łańcucha strugowego do 42 mm,
- zwiększeniu prędkości maksymalnej głowicy strugowej do 3,6 m/s,
- wprowadzeniu zautomatyzowanego systemu strugania ze zdefiniowaną głębokością skrawu.

Te działania pozwoliły na stworzenie nowej generacji strugów (rys. 2), których efektywność potwierdzona została wieloma przykładami w różnych warunkach górniczo-geologicznych wielu kopalń na świecie. Zastosowanie urządzeń strugowych do cienkich i średnich pokładów stało się zdaniem wielu ekspertów ekonomicznie atrakcyjną metodą wybierania węgla systemem ścianowym.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Nowoczesny kompleks strugowy (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

Obecnie na świecie stosuje się systemy ścianowe przy wykorzystaniu dwóch typów strugów:

- strugi mieczowe,
- strugi ślizgowe.

Strugi mieczowe stosuje się głównie w pokładach bardzo niskich, natomiast strugi ślizgowe w pokładach średnich oraz wysokich [2].

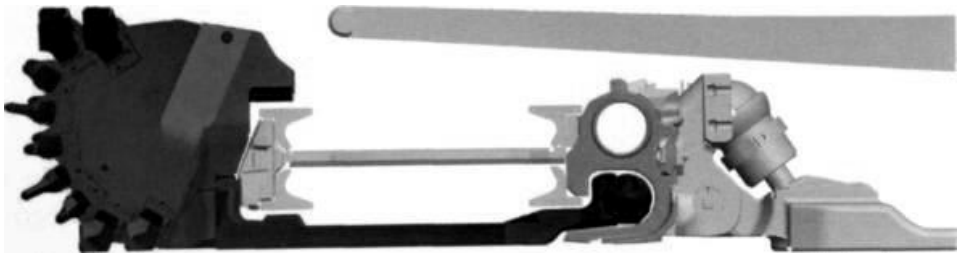
2.3. Strugi mieczowe

Strugi mieczowe charakteryzują się przede wszystkim następującymi cechami [2]:

- prowadzenie łańcucha ciągnącego głowicę strugową oraz łańcucha powrotnego po stronie odzawałowej,
- ruch głowicy strugowej po spągu,
- stosowanie miecza czyli płyty podprzenośnikowej dla przeniesienia punktu zaczepu łańcucha na stronę odzawałową przenośnika ścianowego oraz stabilizacji głowicy,
- niewielka wysokość prowadnika struga umożliwiająca skuteczne ładowanie urobku przez głowicę strugową na przenośnik ścianowy.

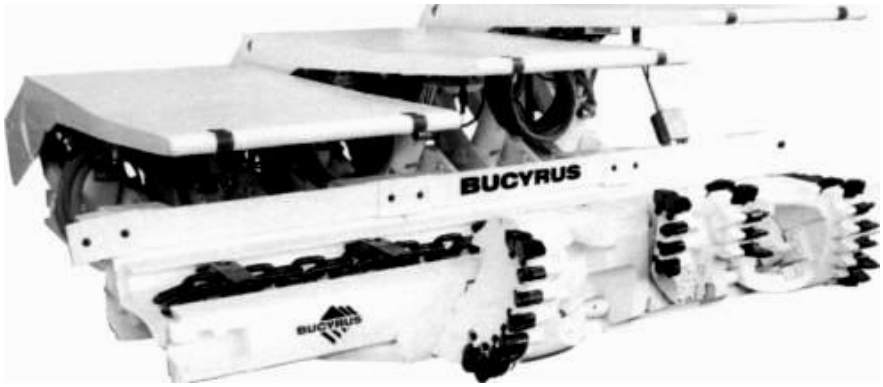
Z uwagi na wyżej wymienione właściwości, strugi mieczowe (rys. 3) używane są obecnie do urabiania pokładów bardzo niskich, przede wszystkim przy miąższościach mniejszych od 1 m. W przeszłości ten rodzaj struga był najbardziej rozpowszechnionym typem w górnictwie zachodnioniemieckim, używanym również do pracy w pokładach średniej miąższości. System wykorzystuje prowadzenie łańcucha po stronie odzawałowej przenośnika, co umożliwia łatwy dostęp do łańcucha w przypadku awarii. Podczas ruchu głowicy płyta struga ślizga się po spągu pod rynnami przenośnika, stabilizując jej pracę.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.3. Poglądowy przekrój struga mieczowego (płytowego) (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

Firma BUCYRUS produkuje obecnie strugi mieczowe typu RHH 800 (rys. 4), w których odlewana prowadnica struga jest przyspawana po stronie odzawałowej do rynien przenośnika ścianowego. Specjalnie wyprofilowane krawędzie płyty podprzenośnikowej wygarniają drobny węgiel spod przenośnika ścianowego z powrotem na trasę struga. Używane są łańcuchy o średnicy 38 mm bądź 42 mm, co pozwala na stosowanie dwóch silników elektrycznych o mocy nominalnej 400 kW. Strug RHH 800 przeznaczony jest do pracy w pokładach o miąższości od 0,6 m do 1,6 m. Strugi RHH 800 stosowane są obecnie w Czechach, na Ukrainie oraz w Chinach.



Rys.4. Strug RHH 800 (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

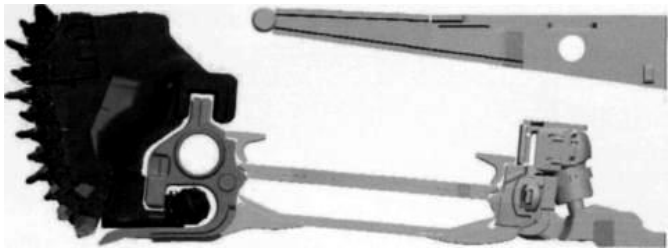
2.4. Strugi ślizgowe

Strugi ślizgowe (rys. 5) używane są do urabiania pokładów o średnich miąższościach, z zasady do wysokości ścian pomiędzy jednym, a dwoma metrami, a w niektórych przypadkach do wysokości ponad dwa metry. Dzisiejsze strugi ślizgowe pracują z prędkościami od 2,0 m/s do 3,6 m/s. Prowadzenie łańcucha po stronie ociosu węglowego utrudnia dostęp do niego, ale przy większych wysokościach ścian nie stanowi to problemu. Głowica strugowa ślizgając się po stalowych prowadnikach stawia mniejsze opory ruchu niż w przypadku struga mieczowego, przez co wzrasta efektywność pracy strugów ślizgowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

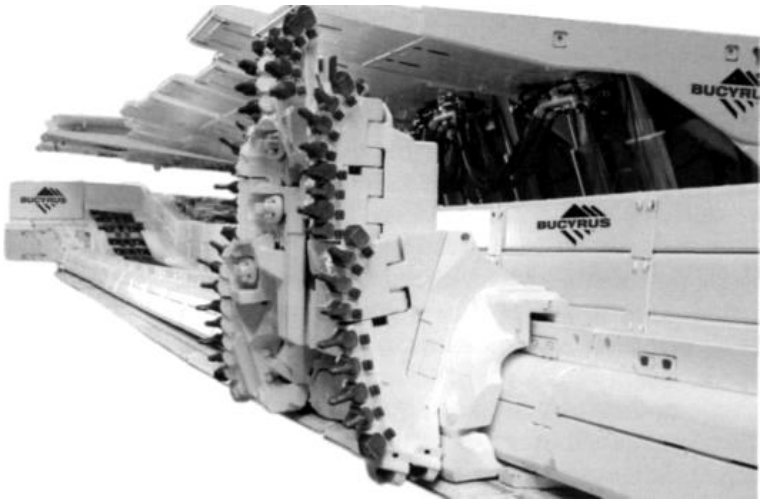
Głównymi cechami charaktertyzującymi strugi ślizgowe są:

- prowadzenie łańcucha ciągnącego głowicę strugową oraz łańcucha powrotnego po stronie ociosu węglowego,
- brak miecza,
- stosowanie specjalnych stalowych prowadników przymocowanych od strony ociosu do rynien przenośnika ścianowego, po których porusza się głowica strugowa.



Rys.5. Poglądowy przekrój struga ślizgowego (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

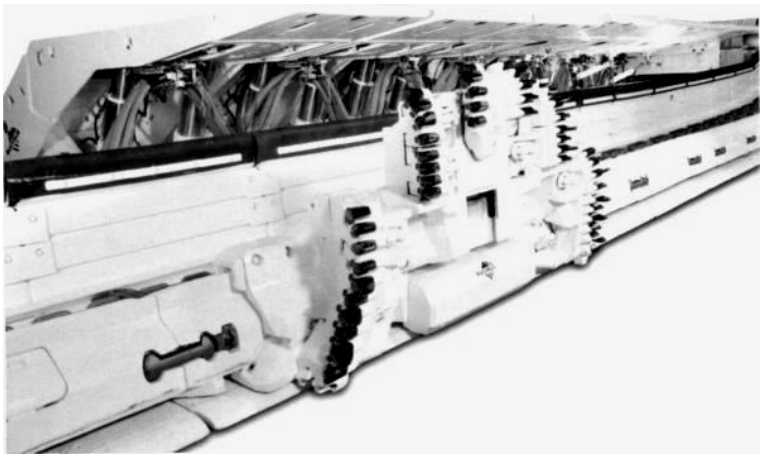
Obecnie firma BUCYRUS produkuje dwa rodzaje strugów ślizgowych. Strugi typu GH 800 mają prowadniki wykonane z płyt stalowych (rys. 6). Górną część prowadnicy struga można otwierać, aby umożliwić szybki i łatwy dostęp do łańcucha górnego i dolnego. Ten typ struga stosowany jest obecnie do pracy z łańcuchem 38x137 mm, umożliwiającym instalację dwóch stacji napędowych o sumarycznej mocy 800 kW. Strugi GH 800 stosowane są do pracy w pokładach o miąższości pomiędzy 0,9 m a 2,0 m, przy czym przy wysokościach głowicy strugowej przewyższających 1,7 m z reguły stosowane jest prowadzenie portalowe w celu skuteczniejszego przenoszenia na przenośnik ścianowy sił działających na głowicę strugową.



Rys.6. Strug ślizgowy GH 800 (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Strug GH 1600 zaliczony może zostać do następnej generacji urządzeń tego typu (rys. 7). Posiada w stosunku do GH 800 istotnie wzmocnioną konstrukcję samej głowicy, odlewanych niezwykle wytrzymałych prowadników oraz wyposażony jest w stacje napędowe przystosowane do stosowania mocy nominalnej rzędu 1,6 MW. GH 1600 napędzany jest łańcuchem 42x137 mm o wytrzymałości na zerwanie rzędu 2200 kN. Prędkość tego typu struga to z reguły 2 do 3 m/s, a w szczególnych przypadkach nawet 3,6 m/s. Głębokość zabioru GH 1600 zawiera się w większości przypadków w przedziale 60 do 200 mm, a maksymalna głębokość zabioru może w odpowiednich warunkach przewyższyć 250 mm.



Rys.7. Strug ślizgowy GH 1600 (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

2.5. Układy korekcyjne systemów strugowych

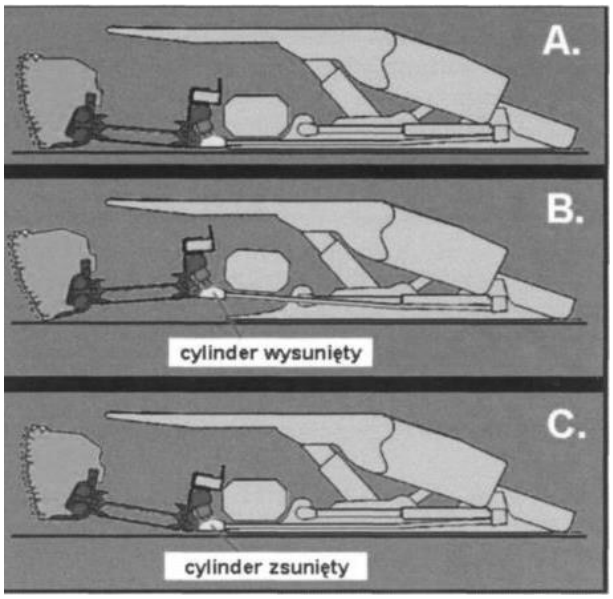
Systemy strugowe firmy BUCYRUS wyposażone są w dwa rodzaje układów korekcji:

- poprzecznej,
- podłużnej.

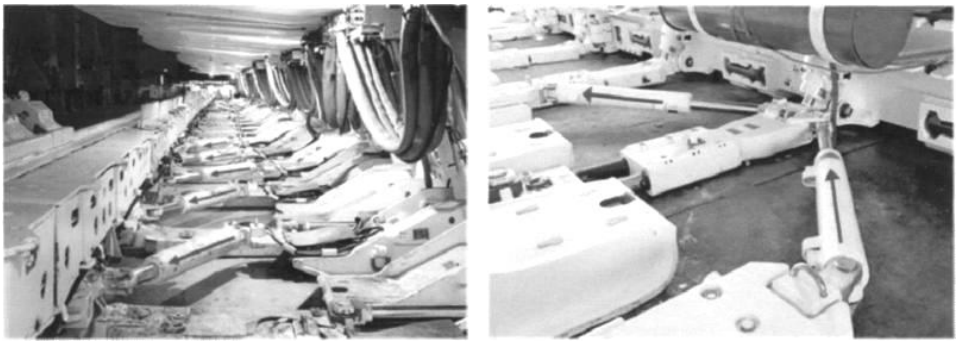
Układ korekcji podłużnej służy do skutecznego prowadzenia ściany po granicy pomiędzy spągiem a pokładem węglowym. Skuteczne prowadzenie struga w płaszczyźnie pokładu jest nieodzowne dla utrzymania wysokiej efektywności procesu urabiania, redukcji zużycia noży oraz ograniczenia zawartości skały płonnej w urobku. Do tego celu stosuje się na odzawałowej stronie przenośnika ścianowego siłowniki hydrauliczne rozpięte pomiędzy rynnami a belkami układu przesuwnego sekcji obudowy ścianowej. Zmiana nachylenia rynien z prowadnikami struga poprzez ręczne bądź automatyczne sterowanie siłowników korekcji poprzecznej umożliwia skuteczne prowadzenie ściany po spągu pokładu (rys. 8). Sterowanie siłowników odbywa się zazwyczaj grupowo dla odcinka ściany składającego się z 5 do 10 rynien.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Układ korekcji podłużnej (rys. 9) wykorzystuje siłowniki hydrauliczne zabudowane pomiędzy przenośnikiem ścianowym a spągnicami sekcji obudowy ścianowej. Na świecie stosowane są dwa rodzaje układów korekcji: jednostronne oraz dwustronne. Celem stosowania tych siłowników jest zapobieganie osiowemu przesunięciu się (pełzaniu) przenośnika, spowodowanego siłami wprowadzanymi do przenośnika ścianowego wzdłuż jego osi przez głowicę strugową w trakcie urabiania lub siłami grawitacyjnymi. Prawdopodobieństwo pełzania przenośnika ścianowego zwiększa się więc wraz z rosnącym nachyleniem podłużnym ściany. W ścianach o niewielkim nachyleniu podłużnym układy korekcji stosuje się najczęściej wyłącznie na końcówkach ściany.



Rys.8. Układ korekcji poprzecznej urządzenia strugowego (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

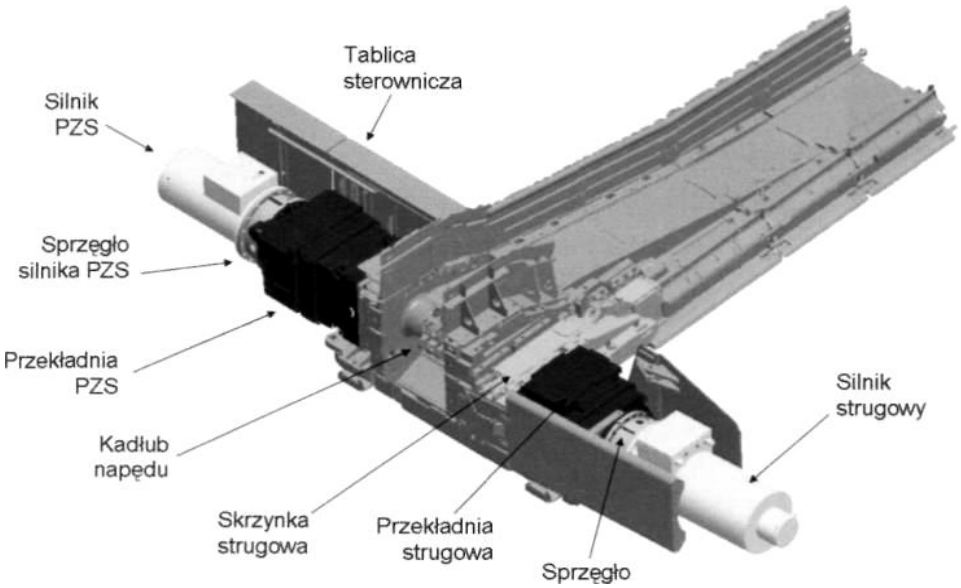


Rys.9. Układy korekcji podłużnej systemów strugowych *a) układ jednostronny, b) układ dwustronny* (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2.6. Stacje napędowe strugów

Obecne kompleksy strugowe napędzane są dwoma stacjami napędowymi, umiejscowionymi w chodnikach przyścianowych na obydwu krańcach urządzenia strugowego. Stacje napędowe składają się z gałęzi strugowej oraz przenośnikowej, które dołączone są do kadłuba ramy napędowej (rys. 10). Każda z gałęzi stacji napędowej składa się z silnika elektrycznego, sprzęgła oraz przekładni. Część strugowa zawiera dodatkowo tzw. skrzynkę strugową z gwiazdą napędową łańcucha strugowego.



Rys.10. Stacja napędowa urządzenia strugowego z wysypem czołowym (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

Przekładnia strugowa oraz przekładnia przenośnika ścianowego nowoczesnych systemów strugowych zawierają sprzęgła wielopłytkowe, zapewniające zabezpieczenie przeciwprzeciążeniowe, którego zadaniem jest ustawienie maksymalnego dopuszczalnego momentu obrotowego. W ten sposób skutecznie zabezpiecza się łańcuchy przed obciążeniem ich niedopuszczalnie wysokimi siłami. Dodatkowo w przypadku przenośnika ścianowego poprzez kontrolowany poślizg jednego ze sprzęgieł na przekładni typu CST uzyskuje się funkcję wyrównywania niesymetrycznych obciążeń, powstających przede wszystkim przy nierównościach podziałki łańcucha.

Dzisiejsze przekładnie napędowe firmy BUCYRUS stosowane w ścianach strugowych podzielić można na 3 następujące klasy:

- klasa 30 o maksymalnym krótkotrwałym momencie obrotowym do 300 kNm,
- klasa 45 o maksymalnym krótkotrwałym momencie obrotowym do 450 kNm,
- klasa 65 o maksymalnym krótkotrwałym momencie obrotowym do 650 kNm.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W przypadku strugów stosuje się dzisiaj klasy 30 oraz 45. Na przenośnikach ścianowych stosowane są praktycznie wszystkie trzy klasy przekładni. Automatyczny ruch struga sterowany jest z punktu operatora w chodniku przyścianowym lub z innego oddalonego miejsca (np. z powierzchni kopalni). Położenie struga jako jeden z głównych parametrów dla prawidłowej przekładki przenośnika ścianowego po przejeździe głowicy strugowej jest stale monitorowane na przekładniach struga i synchronizowane za pomocą czujników zbliżeniowych w prowadnicy struga. Następnie parametr ten jest przekazywany do każdego urządzenia PMC-R sterującego sekcjami obudowy. Przenośnik przesuwany jest z maksymalnie możliwą siłą na dokładnie zaprogramowaną odległość, co pozwala na uzyskanie określonych głębokości skrawania, również w przypadku bardzo twardego węgla oraz w pokładach z przerostami. Przenośnik ścianowy przesuwany jest automatycznie za przesuwającym się strugiem. W sposób automatyczny na określoną w programie odległość przekładane są również obydwa napędy struga tzn. jego napęd główny oraz napęd zwrotny.

2.7. Obudowa zmechanizowana systemów strugowych

Istotnym oraz niezbędnym elementem każdego kompleksu ścianowego jest zmechanizowana obudowa ścianowa. W ostatnich latach można zauważyć tendencję do stosowania sekcji o podziałce 1,75 m.

Dobór właściwej obudowy stanowi jeden z najistotniejszych warunków dla uzyskania wysokiej wydajności ściany strugowej. Parametry oraz funkcjonalność sekcji obudowy zmechanizowanej muszą być w przypadku systemów strugowych bardzo dokładnie dopasowane do systemu eksploatacji oraz transportu urobku, w przeciwnym razie jak wynika z doświadczeń różnych firm, a w szczególności BUCYRUS'a, ściany takie pomimo stosowania porównywalnych systemów strugowych uzyskują znacząco niższe wydobycie. Ponadto obudowa zmechanizowana stanowi główne zabezpieczenie dla pracujących w ścianie ludzi.

Obudowy stosowane w ścianach kombajnowych i strugowych posiadają pewne różnice konstrukcyjne:

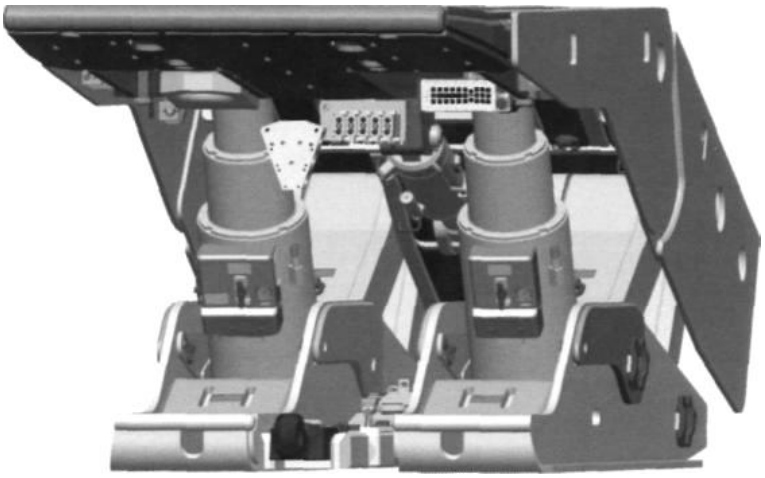
- w ścianach strugowych stropnice i spągnice są krótsze niż w obudowie dla ścian kombajnowych o porównywalnym zakresie wysokości,
- sekcje stosowane w ścianach strugowych mają dzielone spągnice, czego nie można zaobserwować w przypadku obudowy stosowanej w ścianach kombajnowych,
- na sekcjach obudowy strugowej stosuje się bezpośrednio, a na sekcjach obudowy kombajnowej pośrednio działające mechanizmy kroczące,
- w przypadku miękkiego spągu używa się w sekcjach obudowy w ścianach strugowych technikę zwaną „Krokiem słonia” („Elephant step”), pozwala-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

jącą na naprzemienne podnoszenie jednej ze spągnic podczas przekładki sekcji,

- na sekcjach obudowy w ścianach strugowych nie stosuje się obecnie uchylnych klap podtrzymujących ocios węglowy,
- sekcje obudowy w systemach ścianowych pracują w systemie schodkowym w grupach od 4 do 6 sekcji, przy czym pierwsza sekcja stoi najbliżej przenośnika, a każda następna jest oddalona o pewien nastawialny w systemie sterowania dystans. Po przejeździe głowicy strugowej oraz przekładce przenośnika ścianowego podciągane są sekcje stojące w największej odległości od przenośnika ścianowego.

Sekcje obudowy zmechanizowanej (rys. 11) firmy BUCYRUS pracują w ścianach strugowych w systemie automatycznym, tzn. przesuwanie PZS po przejeździe głowicy strugowej oraz przekładka sekcji sterowane są automatycznie za pomocą systemu komputerowego, składającego się z sieci sterowników PMC-R zabudowanych na każdej z sekcji oraz centralnego komputera, zlokalizowanego w stanowisku sterowania systemem strugowym.



Rys.11. Typowa sekcja obudowy zmechanizowanej dla systemów strugowych (źródło: opracowanie własne na podstawie [1])

2.8. Układy sterowania

Jedną z głównych zalet eksploatacji ścian kompleksami strugowymi jest możliwość automatycznego sterowania nimi przez operatora znajdującego się poza przecinką ścianową. W Niemczech sterowanie urządzeń strugowych na wszystkich ścianach odbywa się z powierzchniowych stanowisk operatorskich, ulokowanych w centralnych dyspozytorniach połączonych ze ścianą światłowodami. W ścianach strugowych pracujących poza granicami Niemiec stosuje się inny system sterowania. Ruch struga sterowany jest z reguły z punktu operatora zlokalizowanego w chodniku przyścianowym. Na stano-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wisku sterowniczym znajdują się urządzenia dla sterowania, monitorowania oraz parametryzowania ruchu głowicy struga i przenośników, obudowy zmechanizowanej oraz jednostek napędowych. Praca ściany strugowej może odbywać się w trybie automatycznym lub manualnym. W trybie automatycznym po ustawieniu wszystkich parametrów pracy ściana sterowana jest z centralnego komputera. W trybie manualnym ruchem urządzenia strugowego oraz przenośników steruje operator ze stanowiska dyspozytorskiego.

3. Przykład eksploatacji niskiej ściany K1 w kopalni X węgla kamiennego

Obliczenia teoretyczne przeprowadzono dla ściany K1 rzeczywistej kopalni X węgla kamiennego, której parametry były następujące:

- długość: L = 220 m,
- wybieg: W = 1600 m,
- średnia miąższość: m = 1,5 m,
- ciężar właściwy węgla: γ = 1,3 Mg/m^3.

Ponadto przyjęto:

- 4 zmiany robocze w ciągu doby (3 zmiany eksploatacyjne Ze oraz 1 konserwacyjno-remontowa),
- średnią ilość cięć strugu na 1 zmianę: i_c = 180
- zabiór (głębokość 1 cięcia) – mieści się ona w zakresie od 0,05 - 0,15 m: z = 0,07 m,
- ilość dni roboczych wciągu miesiąca: i_k = 21 dni.

Na podstawie powyższych danych obliczono:

1. Możliwe do uzyskania z analizowanej ściany wydobycie węgla (wielkość zasobów) Z:

$$Z = L \cdot W \cdot m \cdot \gamma = 686\ 400 \text{ [Mg]}$$

$$Z = 220 \cdot 1600 \cdot 1{,}5 \cdot 1{,}3 = 686\ 400 \text{ [Mg]}$$

2. Postęp dobowy P_d:

$$P_d = Z_e \cdot i_c \cdot z = 3 \cdot 180 \cdot 0{,}07 = 37{,}8 \text{ [Mg/dobę]}$$

3. Wydobycie dobowe W_d:

$$W_d = L \cdot m \cdot P_d \cdot \gamma_o \text{ [Mg/dobę]}$$

$$W_d = 220 \cdot 1{,}5 \cdot 37{,}8 \cdot 1{,}3 = 16216{,}20 \text{ [Mg/dobę]}$$

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Wydobycie miesięczne W_m:

$$W_m = W_d \cdot i_k \ \text{[Mg/m-c]}$$

$$W_m = 343{,}2 \cdot 21 = 340540{,}2 \ \text{[Mg/mc]}$$

5. Droga przebyta przez ścianę w ciągu 1 miesiąca:

$$L_m = 37{,}8 \cdot 21 = 793{,}8 \ \text{[m/m-c]}$$

Rzeczywiste wartości eksploatacyjne ściany K1 kopalni węgla kamiennego przedstawiają się następująco: wydobycie dobowe wynosi 11 800 [Mg], postęp dobowy wynosi 24 [m], w związku z tym wydobycie miesięczne kształtuje się na poziomie 247800 [Mg]. Natomiast przedstawione powyżej obliczenia teoretyczne mają charakter poglądowy, służące zaplanowaniu pracy w ścianie. Nie uwzględniają one czynników, takich jak: zmienność warunków górniczo-geologicznych w danym rejonie ściany, które niewątpliwie wpływają na wielkość wydobycia ze ściany.

4. Wnioski

Według szacunku ekspertów, w Polsce niskie pokłady stanowią około 25% wszystkich zasobów węgla kamiennego. Pokłady te przez ostatnie lata nie były eksploatowane z powodów technicznych oraz ekonomicznych. Niejednokrotnie są to pokłady o bardzo dobrych walorach użytkowych i wysokiej kaloryczności. Dlatego też sięgnięcie po te zasoby to również konkretne efekty techniczne, ekonomiczne i środowiskowe.

Na podstawie uzyskanych wyników podczas eksploatacji ściany K1 rzeczywistej kopalni węgla kamiennego można stwierdzić, że wybieranie pokładów cienkich oraz średnich jest ze względów ekonomiczno-technologicznych uzasadnione. Kompleks strugowy zaprojektowany specjalnie do wybierania niskiego pokładu spełnił swoją funkcję. Zastosowanie tego kompleksu pozwoliłoby analizowanej kopalni na znaczne przedłużenie czasu jej istnienia poprzez stworzenie opłacalnym, z punktu ekonomicznego widzenia, eksploatowanie pokładu o małej miąższości. Dzięki temu analizowana kopalnia mogłaby zwiększyć swoją konkurencyjność na rynku węgla kamiennego. Stosowanie techniki strugowej do eksploatacji niskich pokładów stwarza strategiczną szansę poprawy kondycji polskich kopalń działających na rynku węgla kamiennego w Polsce i na świecie.

Publikację wykonano w ramach pracy statutowej zarejestrowanej na AGH w Krakowie pod numerem: 11.11.100.481 w 2014 roku.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Katalog BUCYRUS Polska, 2014.
2. Kicki J., Dyczko A.: „Technika strugowa-praktyka wdrażania". Fundacja dla AGH 2011, 2011.
3. Materiały z Kopalni RAG AnthrazitIbbenbüren GmbH.
4. Myszkowski M.: „Rys historyczny, stan obecny oraz perspektywy rozwoju systemów strugowych w świecie w świetle doświadczeń górnictwa niemieckiego". Konferencja KOMTECH 2010, Rytro 2010.
5. S. Piechota: „Technika podziemnej eksploatacji złóż i likwidacji kopalń", Wydawnictwa Naukowe Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie, Kraków 2008.
6. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią 2010: Materiały szkoły eksploatacyjnej 2010. Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2010.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rozwój systemu transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, a możliwości jego wykorzystania

Wojciech Zasadni, Józef Rusinek – Becker-Warkop Sp. z o.o., **Jan Kania –** Politechnika Śląska

1. Wstęp

Proces wydobycia węgla kamiennego stawia zakładom górniczym coraz wyższe wymagania związane z wydajnością, poszczególnym ogniwom ciągu technologicznego. Wśród tych ogniw znajduje się transport materiałów i urządzeń oraz jazda ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. W wyniku restrukturyzacji technicznej dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Transport ten posiada wiele zalet, takich jak: mobilność, wydajność oraz cechuje się mniejszą pracochłonnością. Na szczególną uwagę zasługuje bezpieczeństwo związane z eksploatacją tych urządzeń w systemach transportu materiałów, jak i ludzi.

Sprawnie funkcjonujący system transportu w kopalni związany jest z dużym stopniem automatyzacji wyposażenia technicznego zainstalowanego na trasie. Do sterowania urządzeń wykorzystuje się, między innymi, promieniowanie podczerwone.

W niezbyt odległej przyszłości sterowanie tymi urządzeniami odbywać się będzie zdalnie z centralnej dyspozytorni. Przemieszczające się zestawy będą w stałej łączności między operatorami kolejek, a dyspozytorem transportu. Na ekranie monitora można będzie śledzić prowadzony transport i podejmować stosowne decyzje. Rozwiązania te doprowadzą do optymalnego wykorzystania środków transportu poprzez wprowadzoną mechanizację, automatyzację i łączność bezprzewodową.

Parametry prowadzonego transportu mogą być rejestrowane w tak zwanej „czarnej skrzynce” lub przesyłane do wybranego miejsca na kopalni np. dyspozytora.

Analiza zarejestrowanych prędkości kolejek podwieszonych pozwala oceniać w jakim stopniu wykorzystanie środków transportu jest optymalne oraz czy nie zbliżamy się do prędkości maksymalnej określonej w przepisach dotyczących prowadzenia transportu.

Liczbę środków transportu oraz długość tras transportu w latach 2007 – 2012 przedstawiono w tabeli 1.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Długość tras transportu oraz liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45^0

Tabela 1

Lp.	Wyszczególnienie	2007	2008	2009	2010	2011	2012
0	1	2	3	4	5	6	7
1	Długość tras kolejek [km]	540,5	632,5	691,1	688	904,9	826,4
2	Liczba kolejek [szt.]	211	246	286	322	394	471
3	Średnia długość trasy przypadająca na jedną kolejkę [km]	2,6	2,6	2,4	2,1	2,3	1,8
4	Liczba kopalń [szt.]	32	32	31	32	31	31

Na podstawie tabeli 1 stwierdzono, że dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym zarówno co do długości tras, jak i liczby stosowanych kolejek. W latach 2007-2012 trend ten miał charakter trwały - rosnący. Kolejki te spełniają oczekiwania użytkowników w stosowanych systemach transportu. Czas transportu załogi ma bezpośredni wpływ na zwiększenie czasu dyspozycyjnego na stanowisku pracy. Natomiast zmniejszająca się średnia długość trasy przypadająca na jedną kolejkę świadczy o liczbie stosowanych kolejek transportu. W tym przypadku zmniejszanie się średniej długości trasy przypadającej na jedną kolejkę uznać należy za trend malejący w pozytywnym tego słowa znaczeniu.

2. Warunki prowadzenia transportu

W analizowanej kopalni „X" trasy kolejek podwieszonych z napędem własnym są zróżnicowane przestrzennie. Dokonano podziału wyrobisk o nachyleniu:

- do 4^0, które stanowią 26% z ogólnej długości,
- $4 – 30^0$, które stanowią 74% z ogólnej długości.

Zdecydowany udział w długości wyrobisk przypada na wyrobiska o nachyleniu od $4 – 30^0$.

Trendy zachodzących zmian co do długości tras, jak i liczby kolejek podwieszonych z napędem własnym w stosowanych systemach transportu scharakteryzowano w punkcie 3.3 [1].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2.1. Zagrożenia naturalne występujące w rejonach zabudowy tras transportu

Wyróżniono następujące zagrożenia:

- wodne I i II stopień,
- metanowe IV kategoria,
- wybuchem pyłu węglowego klasa B,
- tąpaniami I stopień,
- wyrzutami metanu i skał - jako nieskłonny i nie zagrożony.

2.2. Trasa transportu z jazdą ludzi

Trasę transportu kolejki zabudowaną w wyrobiskach podzielono na odcinki (tabela 2).

Długość odcinka trasy zabudowanej w wyrobisku i maksymalne nachylenie spągu

Tabela 2

Lp.	Wyszczególnienie	Długość odcinka [m]	Max. nachylenie spągu [^{0}]
0	1	2	3
1	Odcinek I	1 290	10
2	Odcinek II	40	4
3	Odcinek III	240	25
4	Odcinek IV	1420	14

Łączna długość trasy transportu z jazdą ludzi wynosi 2990 m.

Na trasie transportu między stacjami osobowymi występują zakręty. Ich liczbę przedstawiono w tabeli 3.

Wartości kątów między ociosami występującymi na odcinkach trasy kolejki

Tabela 3

Lp.	Wyszczególnienie	Wartość kąta [^{0}]
0	1	2
1	Na trasie odc. I	171
2	Między odc. I a II	122
3	Między odc. II a III	116
4	Na trasie odc. IV	84
5	Na trasie odc. IV	148
6	Na trasie odc. IV	160

Na podstawie tabeli 3 stwierdzono, że w większości przypadków jest to kąt rozwarty między ociosami występującymi na odcinku trasy kolejki.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Na trasie transportu zabudowano 7 rozjazdów. Zestaw do jazdy ludzi przemieszcza się przez rozjazd z ograniczoną prędkością do 0,5 m/s. Ze względu na zakręty na trasie nie wprowadzono ograniczenia prędkości oraz nie zabudowano tam wentylacyjnych. Długość skonfigurowanego zespołu transportowego z ciągnikiem KP-96 w wersji KPZS - 96/4 do przewozu ludzi wynosi 42 m.

2.3. Konfiguracja zespołu transportowego do przewozu ludzi

Konfiguracja zespołu transportowego (liczba, rozmieszczenie napędów oraz maksymalna siła uciągu ciągnika) powinna być dobrana pod kątem wytrzymałości cięgieł połączeniowych i wytrzymałości wzdłużnej toru jezdnego (trasy) tak, aby w żadnym przypadku wytrzymałość cięgieł i toru jezdnego nie została przekroczona. Zestaw transportowy do przewozu ludzi składa się z czterech kabin 8-mio osobowych i kabiny sanitarnej. Długość tej części wynosi 21 m i z obu stron zabezpieczona jest wózkami hamulcowymi WHR-1/N 2 szt. pracującymi w układzie DUO. Z jednej strony zestawu znajduje się kabina, a za nią zabudowane są dwie jednostki napędowe zębate. Z drugiej strony zestawu zbudowana jest: część maszynowa i jednostka z instalacją elektryczną oraz chłodnicą oleju, a także dwie jednostki napędowe zębate wraz z kabiną operatora.

2.4. Charakterystyka techniczna maszyn i urządzeń transportowych

Ciągnik podwieszony KP-96 [4]:

- siła uciągu ograniczona została do 80 kN,
- prędkość maksymalna 2,0 m/s,
- silnik o mocy 96 kW czterocylindrowy, rzędowy, z turbodoładowaniem.

Tor jezdny:

- profil szyn to I 155 z listwą zębatą,
- długość szyn prostych 1980 mm,
- podziałka listwy zębatej wynosiła 60 mm
- zawiesia V/KS szyn V29D WS-05, V36 firmy Pioma.

Zestaw transportowy do jazdy ludzi:

- 4 kabiny ośmioosobowe TDS 100/KO,
- kabina osobowo-sanitarna TDS 100/KOS do przewozu ośmiu osób lub jednego rannego i dwóch osób. Długość czterech kabin osobowych i kabiny osobowo - sanitarnej wynosiła 21 m.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wózek hamulcowy typ WHR-1/N:

- prędkość jazdy od 0-2,5 m/s,
- maksymalna siła ciągnąca zestawu transportowego wynosiła 80 kN,
- prędkość wyzwolenia hamulca to 2,8-3,2 m/s,
- statyczna siła hamowania wózka to 78 kN.

Zestaw do jazdy ludzi wyposażono w linkę:

- bezpieczeństwa,
- do awaryjnego wyzwalania wózka hamulcowego,
- do sygnalizacji dźwiękowej.

3. Wybrane elementy bezpieczeństwa prowadzenia transportu

Zgodnie z wymogami normy PN-G-46865:2002 ciągnik podwieszony spalinowy powinien być wyposażony w niezawodne, niezależne od siebie działające hamulce: manewrowy, postojowy, bezpieczeństwa (awaryjny) oraz w elementy bezpieczeństwa podstawowe i dodatkowe do których należą, między innymi: czujniki indukcyjne oraz wyzwalacz odśrodkowy. Natomiast dla zestawu transportowego stosowane są wózki hamulcowe. Układ hamulcowy pełni rolę hamulca postojowego oraz awaryjnego. Hamulec postojowy ma za zadanie utrzymanie nieruchomo zestawu transportowego w każdym miejscu toru. Hamulec awaryjny ma za zadanie zatrzymanie zestawu w przypadku wystąpienia stanu awaryjnego. Hamulec bezpieczeństwa oraz postojowy posiadają wspólne elementy wykonawcze w postaci zespołu szczęk hamulcowych dociskanych mechanicznie za pomocą sprężyny do środnika szyny przez układ dźwigni. Otwarcie szczęk hamulcowych realizowane jest za pomocą siłownika hydraulicznego. Spadek ciśnienia w siłowniku powoduje mechaniczne zamknięcie szczęk hamulcowych [3].

3.1. Czujniki indukcyjne do pomiaru prędkości

Działają na zasadzie indukcyjnej pobierając impulsy z gwiazdy połączonej bezpośrednio z rolką jezdną. Zabudowane są w części silnikowej ciągnika, a ich zadaniem jest pomiar prędkości obrotowej silnika oraz liniowy pomiar prędkości jazdy ciągnika. Pomiar prędkości obrotowej silnika jest dokonywany za pomocą jednego czujnika. Pomiar prędkości jazdy jest realizowany za pomocą dwóch czujników zabudowanych w dwóch wózkach nośnych. Zastosowanie dwóch czujników umożliwia porównanie stanu wejść każdego z nich i dlatego w przypadku uszkodzenia jednego z nich dalsza jazda jest możliwa. Maksymalna prędkość ciągnika z uwagi na wielkość nastawy ogranicznika prędkości wynosi od 2,5 - 2,6 m/s.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3.2. Mechaniczny odśrodkowy wyzwalacz prędkości obrotowej, jak i wózek hamulcowy scharakteryzowano w publikacji [3]

4. Analiza prędkości ciągnika podwieszonego z napędem własnym w oparciu o zapis z rejestratora prędkości

Na podstawie zapisów z rejestratora prędkości dla wybranych 16 dni pracy kolejki podwieszonej w czerwcu 2014 r. uzyskano dane, które były przedmiotem analizy prędkości jazdy ludzi w wybranej kopalni „X". Analizie poddano zmiany prędkości zachodzące w czasie. W czasie prowadzenia transportu wartość prędkości jazy wyświetlana była na pulpicie w kabinie operatora. Zapis prędkości w pamięci rejestratora uwzględnia wszystkie zmiany położenia joystika. Analiza obejmowała przedział zmienności prędkości od 0 - 2,0 m/s z krokiem pomiarowym co 0,5 m/s. Następnie sumowano czas w poszczególnych przedziałach tak, aby określić ich wartość. Na tej podstawie określano procentowy udział danego przedziału zmienności prędkości w czasie transportu ogółem.

4.1. Odczyt danych z rejestratora prędkości

Każdy agregat spalinowy firmy Becker - Warkop wyposażony jest w rejestrator prędkości służący do rejestrowania danych powstałych podczas eksploatacji ciągników podwieszonych z napędami ciernymi, zębatymi, ciernozębatymi, jak i kolejce spągowej zębatej spalinowej.

Rozwiązanie to znacząco poprawiło skuteczność i niezawodność systemu monitorującego stan techniczny urządzeń, jak i rejestrujących istotne parametry pracy maszyn.

Cechą wspólną tych rozwiązań jest to, że każdy pojedynczy czujnik czy to ciśnienia, temperatury, przepływu, poziomu jest kontrolowany pod kątem przerwy i zwarcia przez system sterowania i każde zakłócenie „wprowadzone" przez Użytkownika można w łatwy sposób zidentyfikować.

Dodatkowo rejestrator prędkości umożliwia rejestrowanie w długim okresie czasu wszystkich parametrów pracy maszyny. Rejestrator prędkości zabudowany jest w zasilaczu układu sterowania i diagnostyki. Rejestrowanie danych odbywa się na karcie pamięci, która stanowi przenośny magazyn zgromadzonej informacji. Dane te są wykorzystywane przez firmę do celów weryfikacji pracy maszyn oraz ich obsługi przez operatorów. Firma dysponuje również odpowiednim oprogramowaniem, które umożliwia wizualizację odczytanych danych z rejestratora prędkości. Oprogramowanie to umożliwia podgląd komunikatów o występujących usterkach, awariach, charakterystykach wartości ciśnień, temperatur, prędkości jazdy, prędkości obrotowej silnika, stopnia wychylenia joystica, stanów przycisków joystica oraz pulpitu stero-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wniczego. System pozwala na jednoznacznie stwierdzenie, z której kabiny maszyna była sterowana oraz jakie funkcje w trakcie jej pracy były uruchamiane przez operatora. Program umożliwia definiowanie okresu czasu, który ma być poddany analizie.

Ciągnik spalinowy może być opcjonalnie wyposażony w zależności od struktury łączności użytkownika w urządzenia służące do przesyłania parametrów pracy ciągnika poprzez modem: UHF, VHF, Wi – Fi, stacja dokująca.

W analizowanej kopalni „X" w chwili obecnej nie jest wykonywana transmisja danych np. na powierzchnię. Natomiast w najbliższym czasie transmisja prowadzona będzie w oparciu o modem Wi – Fi. Analizę zarejestrowanej prędkości przeprowadzono na podstawie zapisów z miesiąca czerwca 2014 r. [5]. Były to dni robocze (2 - 6, 9, 16 - 18, 23 – 26) oraz dni wolne od pracy (7 – 8 i 19). Przedział prędkości zarejestrowano od 0 – 2,0 m/s z krokiem pomiarowym 0,5 m/s.

W tabeli 4 zestawiono zarejestrowane parametry. Tabelę sporządzono na podstawie 1135 odczytów prędkości jazdy na podstawie karty SD z rejestratora prędkości. Analiza obejmowała czas jazdy ciągnikiem wynoszący 5 462,3 min. tj. 91 godz. Wartości dla analizowanych przedziałów zestawiono również w tabeli 4.

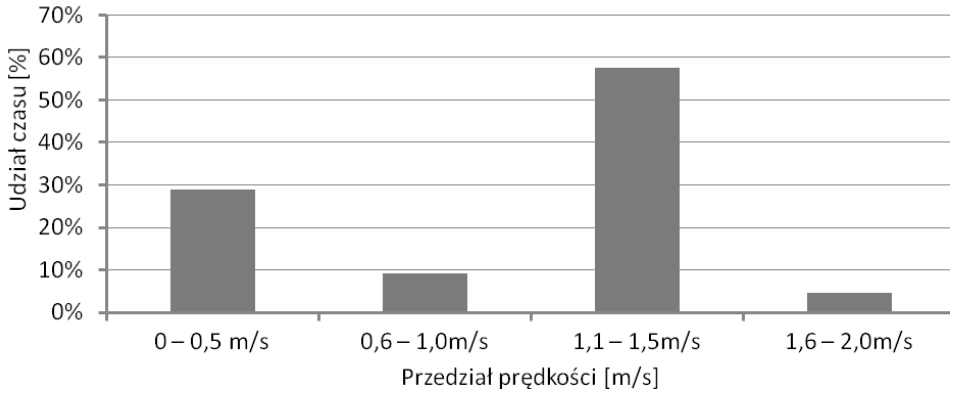
Charakterystyka prędkości jazdy ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym

Tabela 4

Lp.	Prędkość [m/s]	Suma czasu w danym przedziale [min.]	Procentowy udział czasu w danym przedziale [%]	Czas jazdy w danym przedziale czasu pon.-piątek [min]	Średni czas jazdy na dobę pon. - piątek [mim]	Procentowy udział w jeździe na dobę pon.-piątek [%]
0	1	2	3	4	5	6
1	0 – 0,5	1 583,1	28,9	1534,8	118,1	29,6
2	0,6 – 1,0	496,6	9,1	465,0	35,8	9,0
3	1,1 – 1,5	3 138,4	57,5	2936,2	225,9	56,7
4	1.6 – 2,0	244,2	4,5	244,2	18,8	4,7
5	Razem	5 462,3	100,0	5180,2	398,6	100,0

Na podstawie kolumny 3 z tabeli 4 sporządzono wykres procentowego udziału czasu jazdy ludzi w danym przedziale prędkości (rys. 1).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



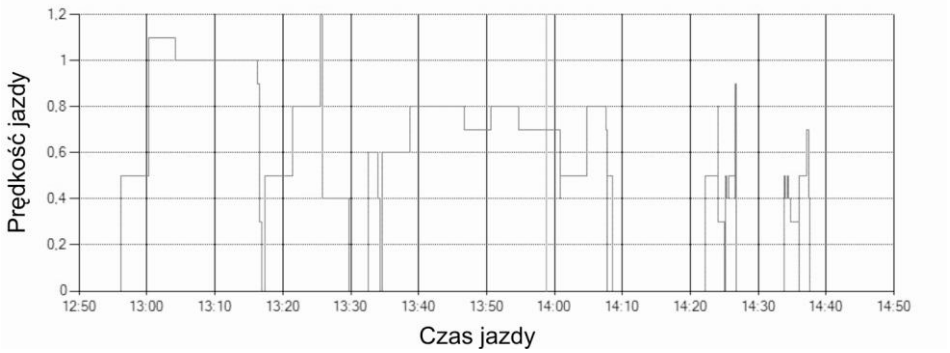
Rys.1. Procentowy udział czasu jazdy ludzi w danym przedziale prędkości

Dominującą prędkością jest wartość z przedziału 1,1 - 1,5 m/s, która stanowi 57,5%. Kolejną prędkość osiągnięto w przedziale od 0 - 0,5 m/s, stanowiącą 28,9%. Następną prędkość uzyskano w przedziale 0,6 - 1,0 m/s, której wartość stanowi 9,1%. Najniższą wartość uzyskano w przedziale 1,6 - 2,0 m/s i stanowiła 4,5%.

Wartości prędkości dla poszczególnych przedziałów od poniedziałku do piątku zasadniczo nie odbiegają od wyznaczonego trendu ogólnego.

Dla porównania przedstawiono wykresy wartości średnich prędkości dla trzech przypadków:

– Przypadek pierwszy obejmował jazdę ludzi w dniu 05. 06. 2014 r. od godz.12^{57}- 13^{38}, gdzie osiągnięto maksymalną wartość 1,1 m/s, natomiast od 13^{34} do 14^{08} nie przekroczono prędkości na trasie 0,8 m/s. Na rysunku 2 przedstawiono wykres prędkości zarejestrowany w dniu 05. 06. 2014 r. między godz. 12^{50} a 14^{50}.

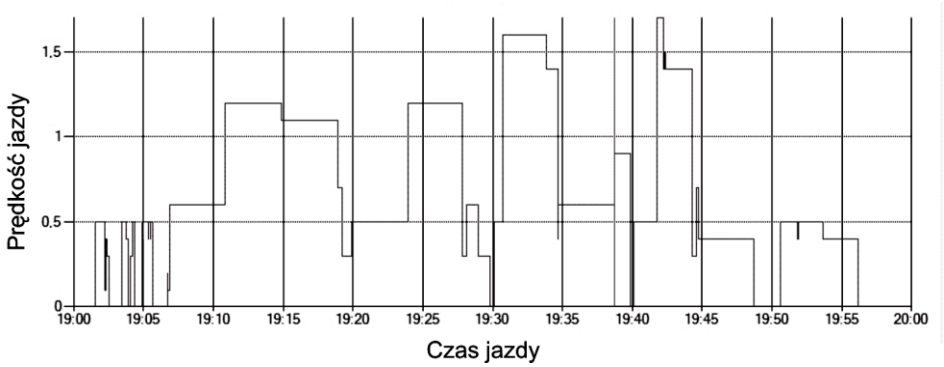


Rys.2. Wykres prędkości zarejestrowany w dniu 05.06.2014 r. między godz. 12^{50} a 14^{50}

– Przypadek drugi obejmował jazdę ludzi w dniu 24.06.2014 r. godz. 19^{07}- 19^{30} osiągnięto maksymalną wartość prędkości wynoszącą 1,2 m/s,

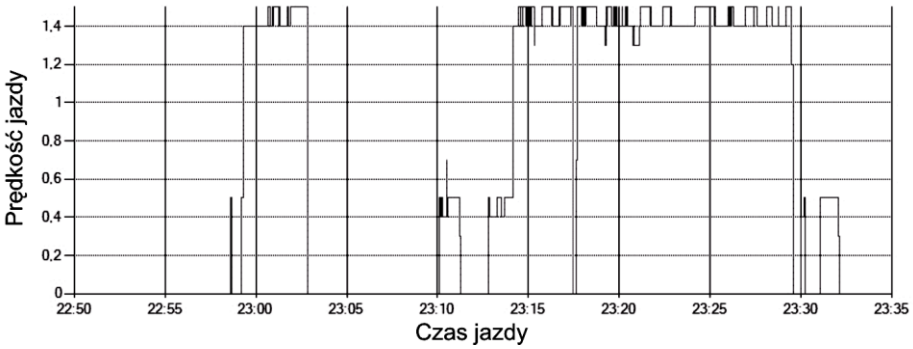
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

natomiast od 19^{30} do 19^{48} na trasie zarejestrowano wartość prędkości wynoszącą 1,7 m/s. Na rysunku 3 przedstawiono wykres prędkości zarejestrowany w dniu 24.06.2014 r. między godz. 19^{00} a 20^{00}.



Rys.3. Wykres prędkości średniej zarejestrowany w dniu 24.06.2014 r. między godz. 19^{00} a 20^{00}

– Przypadek trzeci obejmował jazdę ludzi w dniu 17. 06. 2014 r. godz. 22^{58}- 23^{29}, gdzie zarejestrowano na trasie wartość prędkości wynoszącą 1,4 - 1,5 m/s. Na rysunku 4 przedstawiono wykres prędkości zarejestrowany w dniu 17. 06. 2014 r. między godz. 22^{50} a 23^{25}.



Rys.4. Rejestracja prędkości w dniu 17.06.2014 r. między godz. 22^{50} a 23^{25}

Analiza zapisów z kart SD wykazała, że zapisy charakteru przebiegu transportu ludzi są podobne. Zauważono również, że niektóre przejazdy charakteryzują się niskimi, wysokimi wartościami prędkości (1,5 - 2,0 m/s), a jeszcze inne wartościami pośrednimi. Zauważono, że wszyscy operatorzy kolejek podwieszonych mieli te same warunki transportu. Zauważono, że zapisy z rejestratora prędkości odzwierciedlają tak zwany czynnik ludzki w prowadzonym transporcie. Element ten w przyszłości należy przeanalizować celem przedstawienia wniosków dotyczących czynnika ludzkiego w transporcie kolejkami podwieszonymi.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Jazdę ludzi kolejkami podwieszonymi realizowano w systemie pięcio- i czterozmianowym w miesiącu czerwcu 2014 r.

5. Uzyskane efekty ze zwiększenia prędkości przejazdu załogi [1]

Na podstawie danych z rozdziału 5.1 publikacji [1] wynika, że średnia długość trasy kolejki podwieszonej z napędem własnym wynosi 1665 m. Dla tej długości trasy przeprowadzono przykładowe obliczenia. Kolejka poruszając się z prędkością V = 2,0 m/s pokonuje trasę w czasie 832,5 s. tj. 14 min. Kolejka poruszając się z prędkością V = 2,5 m/s pokonuje trasę w czasie 666 s. tj. 11 min. W ciągu zmiany dwukrotnie pokonuje trasę z prędkością 2,5 m/s zyskując 6 min. W systemie 4-ro zmianowym zyskuje się 24 min./dobę. W przypadku osiąganych prędkości poniżej 2,0 m/s różnica w odniesieniu do 2,5 m/s będzie posiadała wyższą wartość. W związku z tym, że na LW „Bogdanka" załoga jest transportowana na stanowisko pracy kolejkami podwieszonymi na odległość 4,1 i 6,0 km, przeprowadzono również obliczenia efektu zwiększenia prędkości transportu do 2,5 m/s. Na podstawie danych zamieszczonych w rozdziale 5.1 w publikacji [1] wynika, że na trasie o długości 4,1 km uzyskano czas przejazdu 35 min., natomiast zwiększając prędkość do 2,5 m/s skracamy czas przejazdu do 27 min zyskując 16 min na zmianę, co daje nam 64 min na dobę. Analogiczne obliczenia przeprowadzono dla długości trasy 6,0 km, uzyskując skrócenie czasu przejazdu na dobę o 2 godz. 40 min.

Czas pracy w podziemiach kopalni wynosi 7,5 godz. tj. 450 min. Od czasu tego odejmujemy czas zjazdu i wyjazdu załogi tj. 40 min, a więc do dyspozycji pozostaje 410 min. Na podstawie przyjętego kryterium w rozdziale 5.1 przyjęto, że czas przemieszczania się załogi wyrobiskami wynosi 80 min w obie strony, do dyspozycji pozostaje więc 330 min. Następną czynnością jest podział załogi, który trwa 15 min. Pracownik ma 15 min na kontrolę stanowiska pracy i czynności związane z uruchomieniem urządzenia. Tak więc tzw. czas dyspozycyjny wynosi dla ściany lub przodka chodnikowego około 300 min.

Przykładowo zwiększając czas dyspozycyjny o 40 min na zmianę, w ciągu doby w układzie czterozmianowym zwiększamy czas dyspozycyjny o 160 min uzyskując wymierny efekt ekonomiczny.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń i analiz zauważono, że na przestrzeni 40 lat w wyniku restrukturyzacji kopalń, wprowadzono innowacyjne maszyny, nowe technologie i obudowy wyrobisk chodnikowych o zwiększonej wytrzymałości i odporności, jak również nowe rozwiązania w systemach transportu. Stwierdzono również, że zwiększył się przekrój porzeczny wyrobiska, jak również zwiększyła się liczba i długość wyrobisk związanych z udostępnieniem złoża. Wzrosła odległość stanowiska pracy od szybu, przez co

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wydłużył się czas dojścia załogi i jednocześnie skrócił się czas dyspozycyjny. Zauważono również, że zwiększyła się liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym, co w konsekwencji spowodowało zwiększenie liczby przewożonych pracowników. Natomiast jedynym parametrem, który nie uległ zmianie na przestrzeni 40 lat jest prędkość jazdy ludzi. Po dogłębnej analizie dokumentów źródłowych autorzy opracowania nie ustalili genezy ograniczenia prędkości jazdy ludzi do 2,0 m/s.

Rezultatem podjętego przez autorów opracowania jest wskazanie możliwości zwiększenia czasu dyspozycyjnego załóg przez zwiększenie prędkości transportu ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym [1].

6. Podsumowanie

Na podstawie przeprowadzonych badań oraz analizy danych zauważono, że dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Trend, w którym nastąpiła dominacja napędu własnego w kolejkach podwieszonych ukształtował się po 2005 r. i jest kontynuowany. Efektem zwiększenia liczby stosowanych kolejek jest wydłużanie dróg transportu załogi. W styczniu 2012 r. długość dróg transportu na której była prowadzona jazda ludzi wynosiła 145,0 km, a na koniec roku 2013 osiągnęła wartość 159,5 km [3]. Skutkiem wydłużania dróg transportu jest skrócenie czasu dyspozycyjnego na stanowisku pracy. Pewność ruchowa zastosowanych rozwiązań technicznych w stosowanych systemach transportu pozwala na bezpieczne i wydajne prowadzenie transportu z uwzględnieniem panujących warunków. Na podstawie przeprowadzonych analiz [1, 3] wynika, że istnieje możliwość zwiększenia prędkości jazdy ludzi oraz transportu materiału kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Z przedstawionej analizy prędkości prowadzenia transportu wynika, że w niezbyt odległej przyszłości stanowiska pracy pod ziemią będą usytuowane coraz dalej od szybu z konsekwencją skracania czasu dyspozycyjnego. Na podstawie zapisów z rejestratora prędkości wynika, że na tej samej długości trasy czas transportu załogi jest zróżnicowany i zależny od predyspozycji operatora.

Literatura

1. Budniok T., Zasadni W., Kania J., Mrowiec H., Rusinek J., Szymiczek K., Chluba G.: Możliwości zwiększenia prędkości transportu ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, Monografia „GÓRNICTWO – PERSPEKTYWY, ZAGROZENIA" pt. „Mechanizacja prac górniczych", Rybnik 6-8 maja 2014r., s. 37-51.
2. Budniok T., Zasadni W., Rusinek J., Krawczyk K.: Nowoczesne rozwiązania w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem wła-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

snym, Monografia „GÓRNICTWO – PERSPEKTYWY , ZAGROŻENIA" pt. „Mechanizacja prac górniczych", Rybnik 6-8 maja 2014 r., s. 52-65.

3. Budniok T., Zasadni W., Kania J., Mrowiec H., Rusinek J., Szymiczek K.: Analiza możliwości zwiększenia prędkości jazdy ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Publikacja w toku.
4. Instrukcja Obsługi - DTR, Ciągnik podwieszony typu KP-96, Instrukcja oryginalna Becker - Warkop, Świerklany, luty 2012, praca nie publikowana.
5. Zapisy rejestratora parametrów prędkości z tzw. czarnej skrzynki kolejki powieszonej z napędem własnym firmy Becker – Warkop w niezbędnym zakresie, praca nie publikowana.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Typoszereg wciągników łańcuchowych efektem współpracy Instytutu Techniki Górniczej KOMAG z Fabryką Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o.

Paweł Dąbek – Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o., **Przemysław Deja, Marek Kalita** – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Poziom mechanizacji procesów eksploatacji węgla wymaga stosowania coraz to nowocześniejszych urządzeń transportu bliskiego. Wynika to między innymi z projektowania systemów mechanizacyjnych o zwiększonych masach maszyn i urządzeń, a tym samym z problemami związanymi z ich przemieszczaniem w podziemiach kopalń. Na stacjach przeładunkowych oraz w komorach montażowych niezbędne jest stosowanie nowoczesnych urządzeń ułatwiających montaż i przemieszczanie elementów maszyn i urządzeń górniczych.

Ograniczone przestrzenie przeznaczone do realizacji wyżej wymienionych prac w podziemiach kopalń sprawiają, że urządzenia dźwignicowe powinny charakteryzować się niewielką masą własną, gabarytami, odpowiednim udźwigiem i prędkością podnoszenia [1].

Uwzględniając potrzeby zakładów górniczych, Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o. wspólnie z ITG KOMAG, w ramach projektów celowych dofinansowywanych przez Naczelną Organizację Techniczną, opracowali i wdrożyli do produkcji typoszereg wciągników łańcuchowych o różnych źródłach zasilania przeznaczonych do prac dźwignicowych.

2. Rozwiązania wciągników łańcuchowych

Jednym z opracowanych urządzeń jest elektryczny wciągnik łańcuchowy EWŁ-3/6A (rys. 1). Głównymi zespołami wciągnika EWŁ-3/6A są:

- zespół nośny,
- przekładnia obiegowa,
- zawiesie,
- zblocze,
- zaczep,
- silnik elektryczny wraz z pozostałym wyposażeniem elektrycznym.

Wciągnik EWŁ-3/6A przeznaczony jest do podnoszenia, opuszczania i przeciągania ładunków o masie do 3 ton na pojedynczym łańcuchu oraz ładunków o masie do 6 ton poprzez zblocze. Stacjonarna zabudowa wciągnika

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

pozwala na stosowanie urządzenia w przodkach i komorach montażowych w podziemiach kopalń, gdzie istnieje możliwość podwieszenia urządzenia.

Rys.1. Elektryczny wciągnik łańcuchowy EWŁ-3/6A [5]

Urządzenie w wykonaniu przeciwwybuchowym, z iskrobezpiecznym obwodem sterowania, może być eksploatowane w przemyśle górniczym oraz chemicznym.

Wciągnik przeznaczony do użytku w przemyśle chemicznym, może być eksploatowany, między innymi w: lakierniach, warsztatach naprawczych i montażowych, młynach oraz wszędzie tam, gdzie może występować atmosfera wybuchowa (grupa II kategoria 2). Zasilanie wciągnika może być realizowane z typowej rozdzielnicy o napięciu 3x400V, znajdującej się poza strefą wybuchu, z dobudowanym separatorem obwodów iskrobezpiecznych [2].

Odmiana wciągnika przeznaczona do pracy w podziemiach kopalń węgla kamiennego wymaga zasilania z rewersyjnego urządzenia zasilającego. Taki stan rzeczy powoduje, że użytkownik jest zmuszony do zakupu specjalistycznej aparatury zasilającej, której wartość może przewyższyć wartość samego wciągnika. Z tego też względu, jak również z uwagi na fakt, że kopalnie posiadają w użytkowaniu znaczą ilość ognioszczelnych wyłączników nierewersyjnych na napięcie 500 V, opracowano zasilanie wciągnika z nierewersyjnego wyłącznika stycznikowego o napięciu 500 V.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

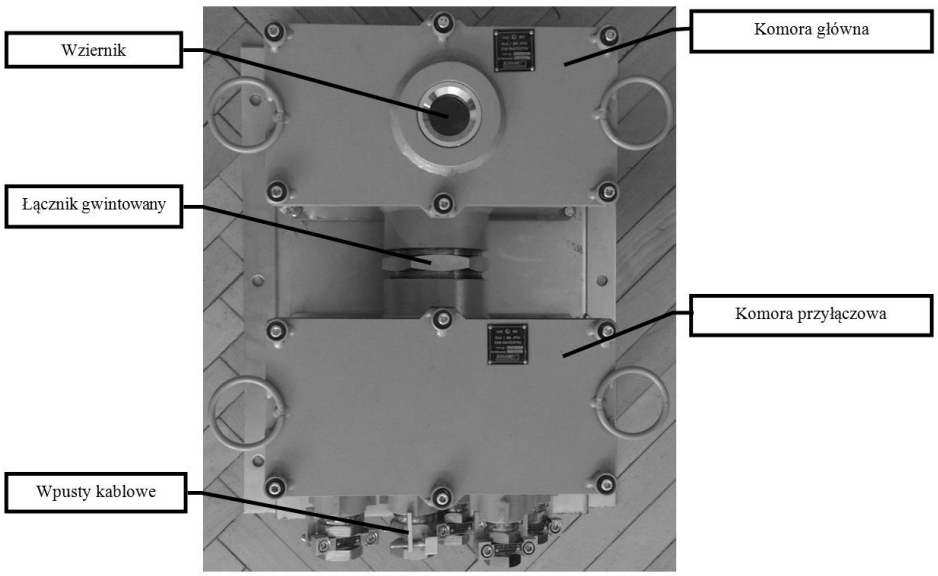
Spełniając oczekiwania przyszłych użytkowników, ITG KOMAG opracował rozwiązanie zespołu zasilającego ZS-1 (rys. 2), który umożliwia zasilanie i sterowanie wciągnikiem łańcuchowym EWŁ-3/6AG z dowolnego, ognioszczelnego wyłącznika stycznikowego o napięciu znamionowym 500 V, posiadającego zakres zabezpieczeń termicznych i zwarciowych, zgodny z parametrami silnika wciągnika oraz posiadającego kontrolę stanu izolacji napięcia pomocniczego 42 V. Silnik napędowy wciągnika jest zabezpieczony przed skutkami zwarć i przeciążeń za pomocą przekaźników nadmiarowo-prądowych umieszczonych w wyłączniku stycznikowym [4].

Sposób zasilania wciągnika EWŁ-3/6A pokazano na rysunku 3, a podstawowe parametry techniczne przedstawiono w tabeli 1.

Kolejnym, opracowanym w ITG KOMAG wciągnikiem jest hydrauliczny wciągnik łańcuchowy HeWŁ-3/6A (rys. 4).

Wciągnik łańcuchowy HeWŁ-3/6A, podobnie jak EWŁ-3/6A, przystosowany jest do stacjonarnej zabudowy. Montaż wciągnika na stanowisku pracy umożliwia zabudowane w górnej części kadłuba nośnego zawiesie o udźwigu 60 kN.

Konstrukcja zawiesia umożliwia przechylanie wciągnika i dopasowywanie go do kierunku działania obciążenia.

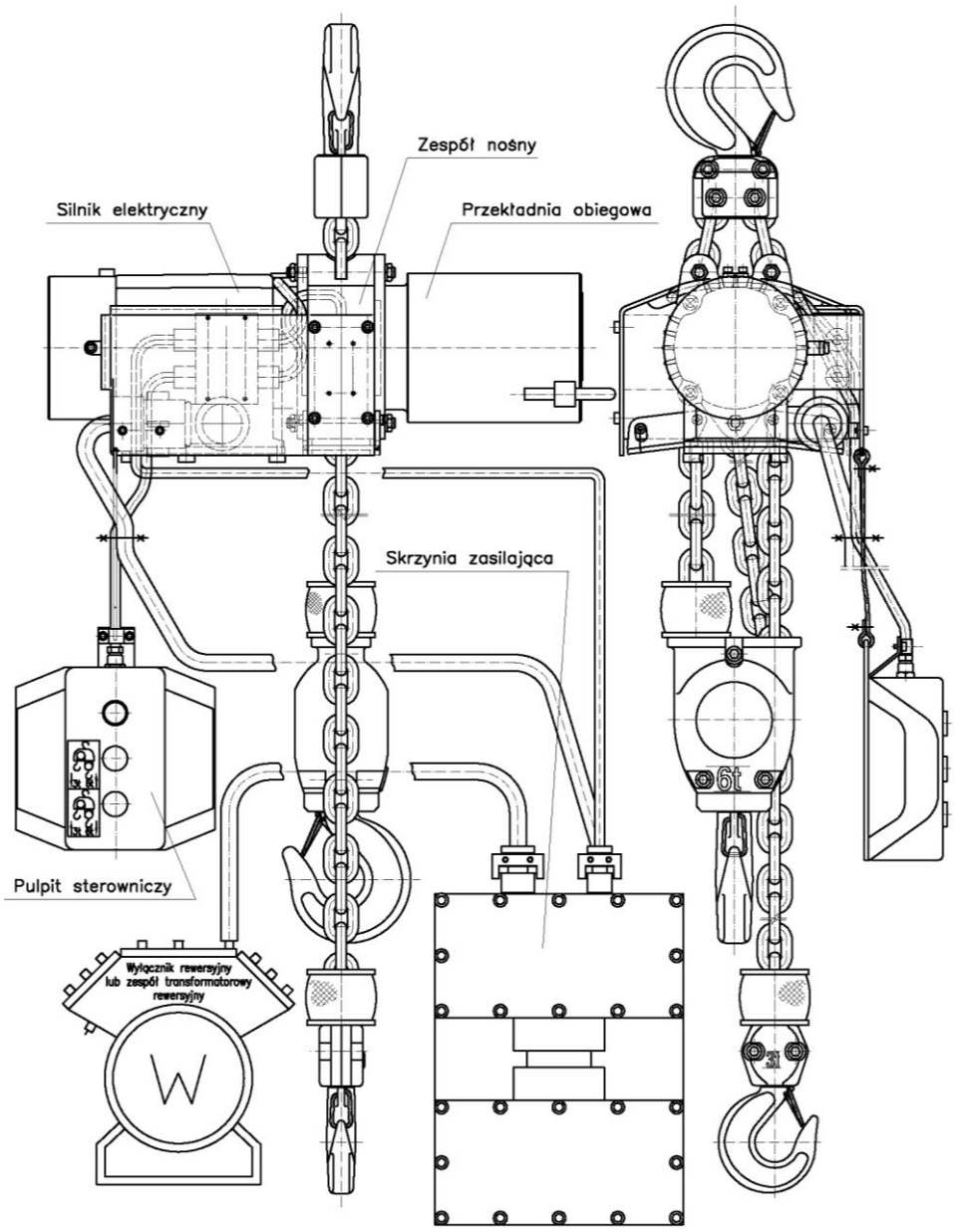


Rys.2. Zespół zasilający ZS-1 [4]

Główne zespoły hydraulicznego wciągnika łańcuchowego HeWŁ-3/6A (rys. 5) to:

- kadłub nośny,
- przekładnia obiegowa,

– zespół napędowy,
– elementy nośne (zblocze, zaczep i zawiesie),
– zespół sterowania.



Rys.3. Wciągnik EWŁ-3/6A – sposób zasilania [5]

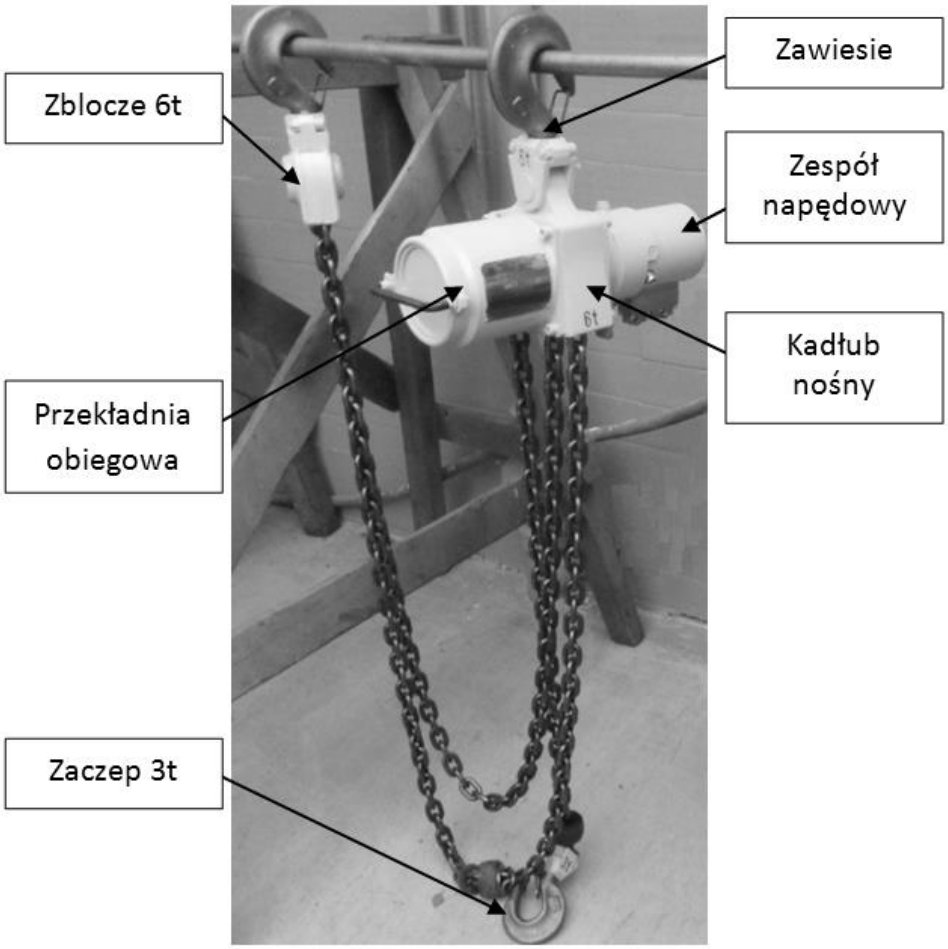
Podstawowe parametry techniczne wciągnika EWŁ-3/6A [5]

Tabela 1

Parametr	Wartość
Udźwig (kN)	30/60
Prędkość podnoszenia (m/min)	2/1
Moc silnika (kW)	1,1
Napięcie zasilania (V)	3x230, 3x400, 3x500
Wysokość konstrukcyjna (mm)	730/880
Szerokość konstrukcyjna (mm)	640
Rodzaj łańcucha (PN-G-46732) (mm)	13 x 36
Masa całkowita (kg)	152

Rys.4. Hydrauliczny wciągnik łańcuchowy HeWŁ-3/6A [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5 Wciągnik HeWŁ-3/6A – główne zespoły [3]

Do napędu wciągnika zastosowano silnik hydrauliczny zasilany olejem hydraulicznym lub niskoprocentową emulsją wodno-olejową. Silnik współpracuje z wałkiem suchego hamulca wielopłytkowego. Hamulec w pozycji postojowej jest zahamowany. Wraz z podaniem ciśnienia medium roboczego do układu zasilania silnika, następuje odhamowanie hamulca. Po zluzowaniu płytek hamulca moment obrotowy przekazywany jest z jego wałka na wałek przekładni obiegowej, a następnie na pięciogniazdowe koło łańcuchowe. W tabeli 2 przedstawiono podstawowe parametry techniczne urządzenia.

W ITG KOMAG zaprojektowano również wciągnik łańcuchowy o napędzie pneumatycznym, oznaczony symbolem PWŁ-3/6A. Głównymi zespołami pneumatycznego wciągnika łańcuchowego PWŁ-3/6A (rys. 6) są:

– przekładnia obiegowa,

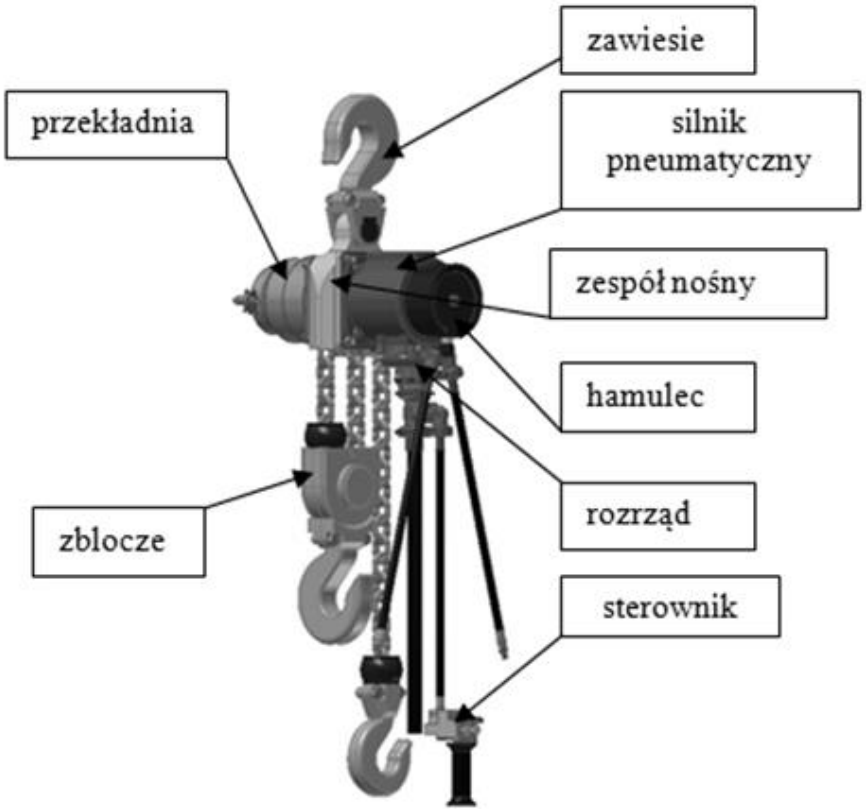
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– zespół nośny,
– zespół napędowy (silnik pneumatyczny, hamulec, rozrząd),
– układ sterowania.

Parametry techniczne hydraulicznego wciągnika łańcuchowego HeWŁ-3/6A [7]

Tabela 2

Parametr	Wartość
Udźwig (kN)	30/60
Prędkość podnoszenia (m/min)	5/10
Max. ciśnienie zasilania (MPa)	22
Wysokość konstrukcyjna (mm)	570/700
Szerokość konstrukcyjna (mm)	~500
Rodzaj medium zasilającego	emulsja wodno-olejowa olej hydrauliczny L-HL 32 lub L-HL 46
Rodzaj łańcucha (PN-G-46732) (mm)	11x31
Masa bez elementów nośnych (kg)	~54,5



Rys.6. Pneumatyczny wciągnik łańcuchowy – główne zespoły [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Do napędu pneumatycznego wciągnika łańcuchowego zastosowano łopatkowy silnik pneumatyczny. W celu zmniejszenia masy silnika, jego elementy wewnętrzne (wirnik i łopatki) wykonano z tworzyw sztucznych. Zastosowanie kompozytowego wirnika pozwoliło na zmniejszenie masy silnika o około 30%, w odniesieniu do silnika z wirnikiem wykonanym ze stali. Zastosowanie łopatek wykonanych z tworzywa sztucznego podyktowane było, oprócz minimalizacji ich masy, ograniczeniem poziomu hałasu. Łopatki podczas pracy silnika, w wyniku ruchu obrotowego, dociskane są do wewnętrznej powierzchni tulei cylindra. Zmniejszenie masy łopatek ograniczyło opory ruchu i zwiększyło sprawność silnika.

W ramach realizacji projektu celowego opracowano również prototyp wciągnika PWŁ-3/6A. Na podstawie wyników badań prototypu wykonano dokumentację techniczną urządzenia, którego spodziewane parametry techniczne zestawiono w tabeli 3.

Parametry techniczne pneumatycznego wciągnika łańcuchowego PWŁ-3/6A [6]

Tabela 3

Parametr	Wartość
Udźwig (kN)	30/60
Prędkość podnoszenia (m/min)	6/3
Wysokość konstrukcyjna (mm)	560/685
Szerokość konstrukcyjna (mm)	425
Ciśnienie sprężonego powietrza (bar)	4,5
Rodzaj łańcucha (PN-G-46732) (mm)	11x31
Masa bez elementów nośnych (kg)	~54,5

W ofercie handlowej FMiU OMAG Sp. z o.o. jest również elektryczny wciągnik samojezdny EWS-3ne (rys. 7).

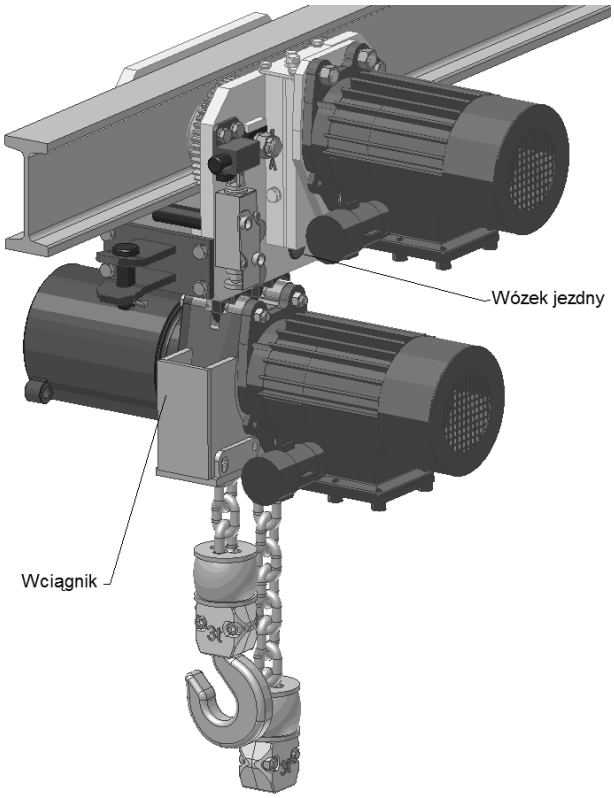
Wciągnik EWS-3ne (rys. 8) składa się z wózka jezdnego napędzanego silnikiem elektrycznym oraz podwieszonego pod nim wciągnika łańcuchowego. Urządzenie przystosowane jest do podnoszenia ładunków o masach do 3000 kg. Torem jezdnym urządzenia jest profil szynowy I 155. Mając na uwadze unifikację zastosowanych komponentów wciągnika, wózek jezdny wyposażono w taki sam silnik elektryczny jak wciągnik. Urządzenie przemieszcza się po trasie z prędkością ok. 15 m/min.

Wciągnik zasilany jest napięciem 3 x 500 V za pośrednictwem dwuodpływowego rewersyjnego wyłącznika stycznikowego. Elementy wyposażenia elektrycznego, za wyjątkiem pulpitu sterowniczego, są analogiczne jak we wciągniku EWŁ-3/6A.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

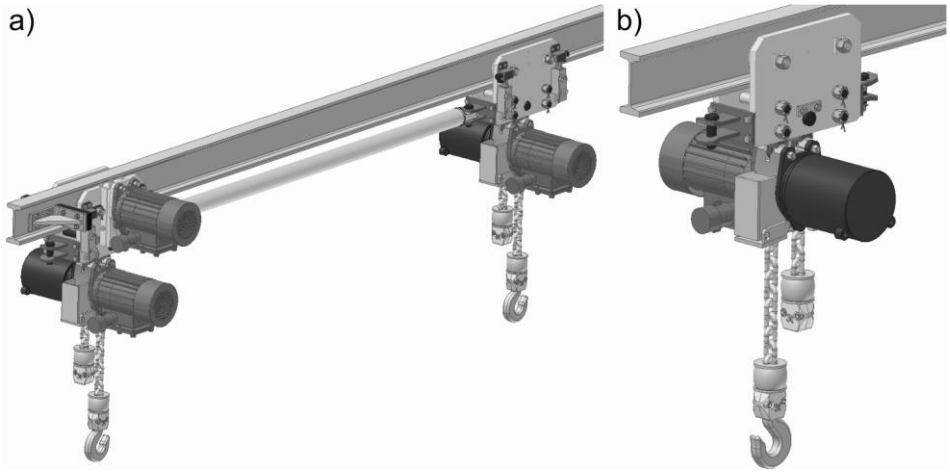
Rys.7. Elektryczny wciągnik samojezdny EWS-3ne [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.8. Główne zespoły elektrycznego wciągnika samojezdnego EWS-3ne [5]

Na bazie wciągnika EWS-3ne opracowano również rozwiązanie elektrycznego wciągnika samojezdnego EWS 3+3ne pracującego w układzie tandem (rys. 9a) oraz wciągnik EWS-3nr przemieszczany ręcznie (rys. 9b).



Rys.9. Elektryczny wciągnik samojezdny: *a) EWS 3+3ne, b) EWS-3nr* [5]

Podstawowe parametry techniczne wciągnika EWS-3ne oraz EWS 3+3ne przedstawiono w tabeli 4.

Parametry techniczne elektrycznych wciągników samojezdnych EWS [5]

Tabela 4

Parametr	**Wartość**	
Typ wciągnika	**EWS-3ne**	**EWS 3+3ne**
Udźwig (kN)	30	30+30
Prędkość podnoszenia (m/min)	2	
Prędkość jazdy (m/min)	15	
Moc silników elektrycznych (kW)	2 x 1,1	3 x 1,1
Profil szyny toru jezdnego (-)	I155 lub I140E	
Napięcie zasilania (V)	3x230, 3x400, 3x500	
Wysokość konstrukcyjna (mm)	800	
Szerokość konstrukcyjna (mm)	765	
Rodzaj łańcucha (PN-G-46732) (mm)	13x36	
Masa (bez łańcucha) (kg)	275	463

3. Podsumowanie

Współpraca Instytutu Techniki Górniczej KOMAG i Fabryki Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o., realizowanych w ramach projektów celowych dofinansowywanych przez Naczelną Organizację Techniczną, zaowocowała opracowaniem i wdrożeniem do produkcji szeregu wciągników łańcuchowych. Wciągniki produkowane w FMiU „OMAG" Sp. z o.o., przeznaczone są do wspomagania prac montażowo dźwignicowych w podziemnych wyrobiskach górniczych o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Wciągniki mogą być stosowane w komorach montażowych i innych miejscach, gdzie istnieje możliwość ich stacjonarnego zamocowania. Ze względu na masę własną i wymiary gabarytowe, wciągniki mogą być elementami zestawów transportowych w ciągnikach manewrowych oraz w kolejkach podwieszonych. Rozwiązania wciągników samojezdnych z napędem elektrycznym umożliwiają mechanizację prac dźwignicowych wymagających przemieszczania ładunków z miejsca na miejsce na krótkich trasach.

W procesie projektowania wciągników zwrócono uwagę na możliwie szeroką unifikację ich podzespołów. Modułowa budowa urządzeń pozwala na łatwy montaż, serwis i obsługę techniczną wciągników.

Szeroki wachlarz możliwości stosowania produkowanych urządzeń uzyskano dzięki zastosowaniu wyposażenia elektrycznego spełniającego wyma-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

gania zawarte w dyrektywie ATEX oraz wymagań zasadniczych ujętych w dyrektywie maszynowej.

Szeroka gama urządzeń tzw. „małej mechanizacji" dedykowana jest przede wszystkim dla przemysłu górniczego. Wciągniki łańcuchowe wykorzystujące energię elektryczną, sprężone powietrze oraz zasilanie olejem hydraulicznym lub emulsją, umożliwiają użytkownikowi indywidualny dobór urządzenia do warunków eksploatacji.

Ciągłe doskonalenie rozwiązań wciągników łańcuchowych, zarówno pod względem funkcjonalnym, jak i pod kątem zwiększenia poziomu bezpieczeństwa pracy sprawia, że są to urządzenia spełniające najwyższe standardy wymagane w podziemnych zakładach górniczych.

Stosunkowo niewielkie gabaryty wciągników, w porównaniu z ich możliwościami dźwigowymi, powodują, że są to jedne z najnowocześniejszych urządzeń tego typu stosowanych w przemyśle górniczym oraz chemicznym.

Literatura

1. Bałaga D., Budzyński Z., Kalita M. Prostański D.: Nowe elektryczne wciągniki łańcuchowe konstrukcji CMG KOMAG. Maszyny Górnicze nr 4(112), 2007, s. 36-43.
2. Bałaga D., Budzyński Z., Kalita M., Prostański D.: Nowe rozwiązania urządzeń do prac montażowo-dźwigowych. Konferencja „Innowacyjne i Bezpieczne Maszyny i Urządzenia dla Górnictwa Węgla Kamiennego", Szczyrk 13-15.11.2007, s. 265-277.
3. Cebula D., Kalita M.: Proces projektowania wciągników łańcuchowych. Maszyny Górnicze nr 1/2014, s. 22-28.
4. Deja P.: Uniwersalne rozwiązanie układu zasilania wciągnika łańcuchowego EWŁ-3/6AG, Maszyny Górnicze nr 2/2014, str. 50-55.
5. Karty katalogowe produktów FMiU OMAG Sp. z o.o. oraz strona internetowa producenta www.omag.com.pl
6. Raport końcowy z realizacji projektu celowego (materiały nie publikowane)
7. Sprawozdanie z badań hydraulicznego wciągnika łańcuchowego HeWŁ-3/6A (materiały nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie do zastosowania w strefach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego

Danuta Cebula, Dominik Bałaga, Marek Kalita, Dariusz Prostański, Michał Siegmund – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

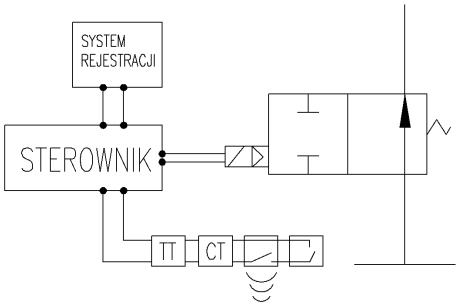
1. Wprowadzenie

W polskim górnictwie węgla kamiennego spotyka się różnego typu instalacje hydrauliczne, wysoko i niskociśnieniowe, wchodzące w skład: systemów zraszających, rurociągów PPOŻ, układów chłodzenia, jak również układów hydraulicznych wysokociśnieniowych. Automatyzacja górniczych instalacji hydraulicznych stwarza szereg możliwości, takich jak:

– zdalne sterowanie,
– automatyczne sterowanie.

Zdalne sterowanie ma zastosowanie w miejscach niebezpiecznych. Daje również możliwość szybkiej reakcji w przypadku uszkodzenia instalacji (można szybko i sprawnie odciąć zasilanie medium). Sterowanie automatyczne, z użyciem czujników, pozwala na dostosowanie pracy urządzenia do zmieniających się warunków, np.: w zależności od aktualnej wartości stężenia zapylenia czy obecności ludzi w miejscu zraszania - automatyczne włączanie i wyłączanie instalacji zraszającej, co umożliwia zmniejszenie zużycia wody w instalacji oraz poprawia komfort pracy górników.

Przeszkodą we wdrożeniu automatyzacji instalacji hydraulicznych w podziemnych zakładach górniczych jest ograniczona dostępność na rynku zaworów elektromagnetycznych z atestem dla stref zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego (Ex I). Zastosowanie zaworów elektromagnetycznych umożliwia automatyzację z wykorzystaniem czujników: ciśnienia, temperatury medium, optycznych i ultradźwiękowych oraz zdalne sterowanie. Pozwala również na zastosowanie ich w układzie sterownika i rejestratora sygnałów (rys. 1).



Rys.1. Przykładowy schemat automatycznego sterowania instalacją hydrauliczną [źródło: opracowanie własne]

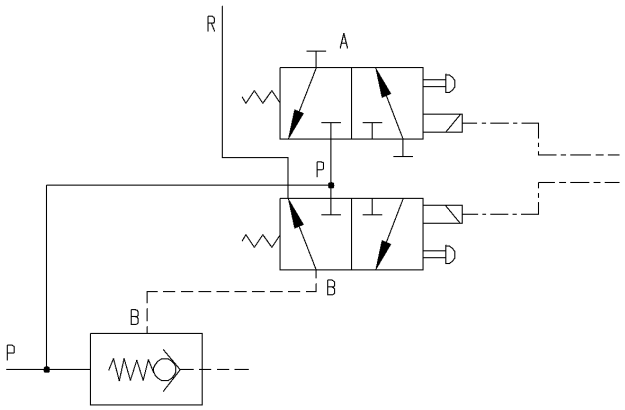
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E został opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG we współpracy z Firmą Innowacyjno-Wdrożeniową ELEKTRON s.c. w ramach projektu „Innowacyjne urządzenia do sterowania i kontroli przepływu" (program wsparcia w ramach dużego bonu – edycja 2014, PARP).

2. Budowa i zasada działania zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie

Zawór zwrotny sterowany elektrycznie ZZS-E, przeznaczony jest do sterowania przepływem medium za pomocą sygnału elektrycznego lub ręcznie. Jest to zawór odcinający, normalnie zamknięty (w stanie beznapięciowym odcina przepływ medium). Zawór typu ZZS-E-Z, oprócz sterowania przepływem medium roboczego, pozwala na zabezpieczenie instalacji przed wyciekiem medium, znajdującego się za zaworem w przypadku awarii, lub w przypadku zaniku ciśnienia medium. Pozwala to na ochronę przed uszkodzeniem elementów hydrauliki. Zawór przystosowany jest do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Zawór ZZS-E składa się z rozdzielacza elektromagnetycznego firmy Marco oraz zaworu zwrotnego sterowanego ZZS. Zawór typu ZZS-E-Z wyposażony jest w dodatkowy mechanizm zapewniający jednokierunkowy przepływ medium. Schemat zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie ZZS-E, pokazano na rysunku 2.



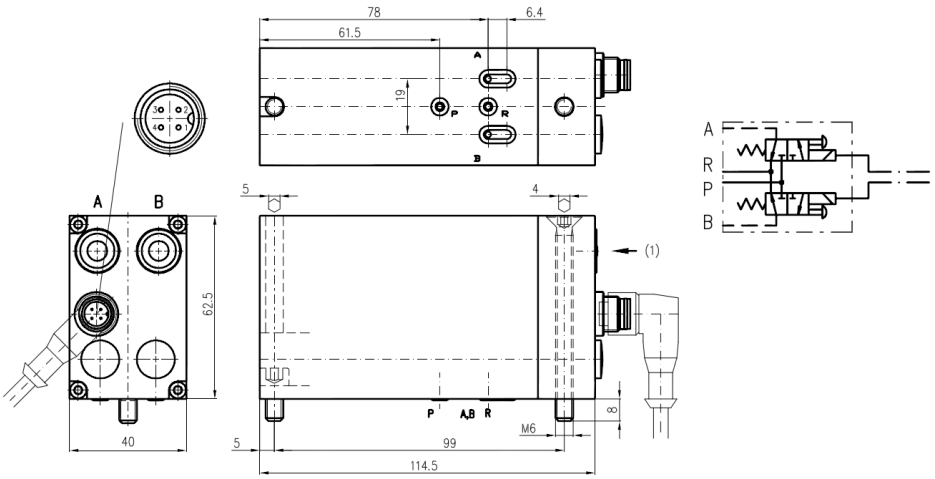
Rys.2. Schemat zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie [1]

Sygnał elektryczny w rozdzielaczu elektromagnetycznym otwiera przepływ medium kanałem B połączonym z kanałem sterującym zaworu zwrotnego sterowanego ciśnieniem (powoduje jego otwarcie). Po zaniku

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

sygnału elektrycznego, rozdzielacz elektromagnetyczny ulega zamknięciu, a kanał B zostaje połączony z kanałem R i opróżniony (zamyka się zawór zwrotny, sterowany).

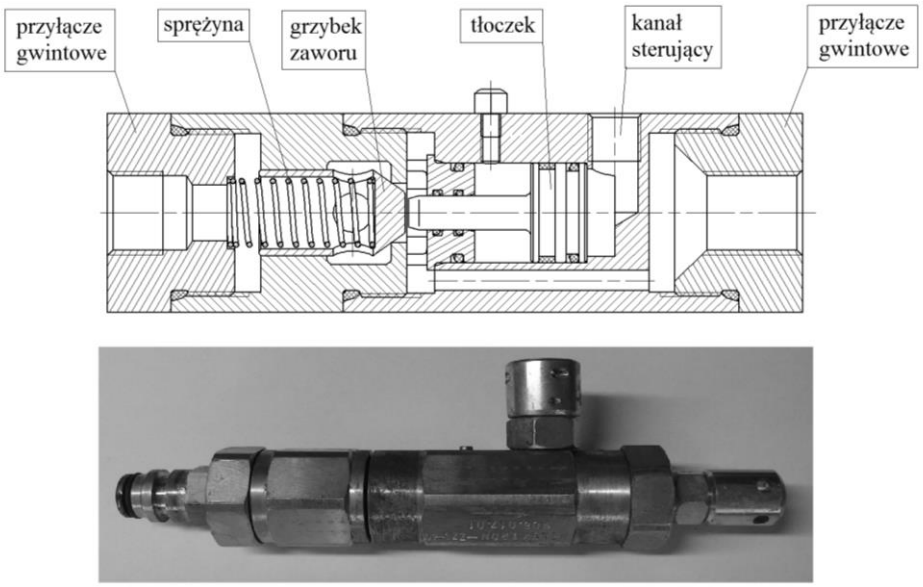
Rozdzielacz elektromagnetyczny (rys. 3) jest przeznaczony do wstępnego sterowania przepływem medium i charakteryzuje się bardzo niewielkim przepływem medium (1 dm^3/min). Znalazł szerokie zastosowanie w instalacjach wysokociśnieniowych obudów zmechanizowanych, gdzie realizuje funkcje sterowania wstępnego blokiem hydraulicznym. Został również z powodzeniem zastosowany w wodnych instalacjach zraszających dla których niewielki przepływ na rozdzielaczu był wystraczający. Rozszerzenie stosowania rozdzielacza dla instalacji wymagających wyższego przepływu medium wymagało opracowania zaworu przeznaczonego do współpracy z rozdzielaczem elektromagnetycznym, a jednocześnie o konstrukcji zapewniającej trwałość i bezawaryjną pracę w górniczych instalacjach wodnych. W związku z powyższym zostało opracowane rozwiązanie zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie, którego zaletą jest zastosowanie sprawdzonej i trwałej konstrukcji zaworu zwrotnego sterowanego w połączeniu ze stosowanym w instalacjach zraszających rozdzielaczem elektromagnetycznym. Rozwiązanie chronione jest zgłoszeniem patentowym.



Rys.3. Rozdzielacz elektromagnetyczny [karta katalogowa producenta – firma MARCO]

Opracowany w ITG KOMAG zawór zwrotny sterowany ZZS (rys. 4) jest rozwiązaniem sprawdzonym i niezawodnym, dzięki czemu może być z powodzeniem szeroko stosowany np. w instalacjach zraszania wodnego lub powietrzno-wodnego. Przykładami jego wdrożenia jest automatyczna instalacja zraszania przesypów Bryza-BA w KWK „Budryk" [2] i instalacja zraszająca typu KOMAG w Zakładzie Górniczym Sobieski [3].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



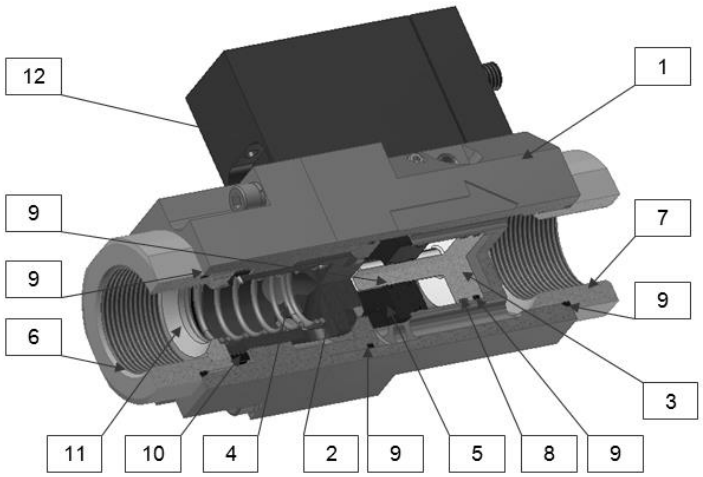
Rys.4. Zawór zwrotny sterowany ZZS [źródło: opracowanie własne]

Medium jest dostarczane do zaworu zwrotnego sterowanego za pomocą przyłącza gwintowego. Sprężyna utrzymuje grzybek zaworu w pozycji zamkniętej. Gdy kanałem sterującym do przestrzeni nad tłoczkiem dostarczone zostaje medium pod odpowiednim ciśnieniem, tłoczek pokonuje opór sprężyny i przesuwa grzybek zaworu w pozycję otwartą.

Zawór zwrotny sterowany elektrycznie ZZS-E (rys. 5), zbudowany jest z następujących elementów:

- korpus zaworu (1),
- grzybek (2),
- tłoczek (3),
- sprężyna (4),
- tuleja tłoczka (5),
- przyłącze gwintowe I (6),
- przyłącze gwintowe II (7),
- pierścień prowadzący (8),
- pierścienie uszczelniające o przekroju kołowym (9),
- filtr szczelinowy (10),
- gniazdo sprężyny (11),
- rozdzielacz elektromagnetyczny (12).

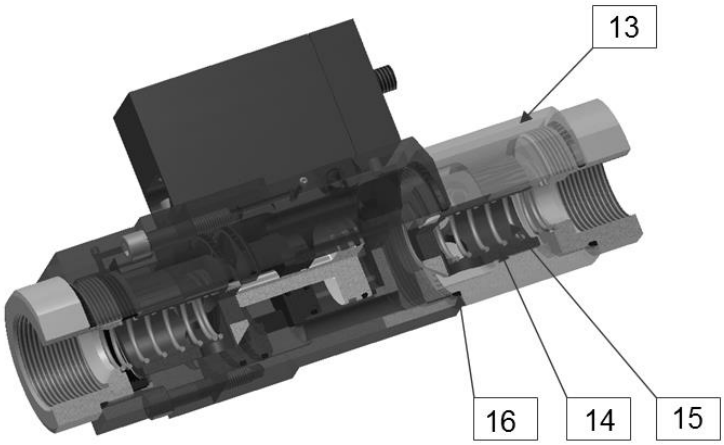
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5. Zawór zwrotny sterowany elektrycznie ZZS-E [1]

Zawór z jednokierunkowym przepływem ZZS-E-Z składa się z następujących dodatkowych elementów (rys. 6):

- korpusu zaworu zwrotnego (13),
- grzybka (14),
- sprężyny (15),
- uszczelnienia o przekroju kołowym (16).

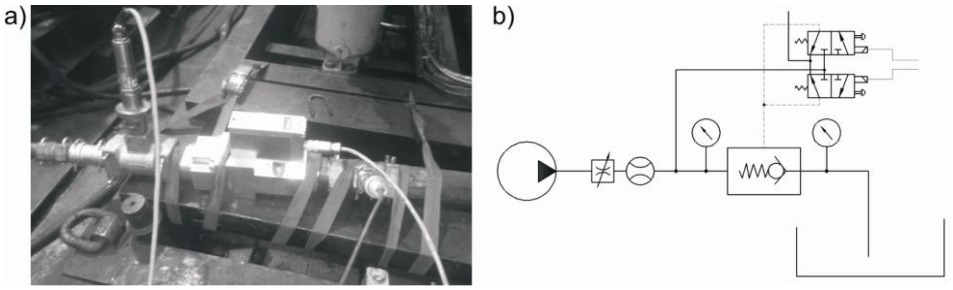


Rys.6. Zawór zwrotny sterowany elektrycznie, z jednokierunkowym przepływem ZZS-E-Z [1]

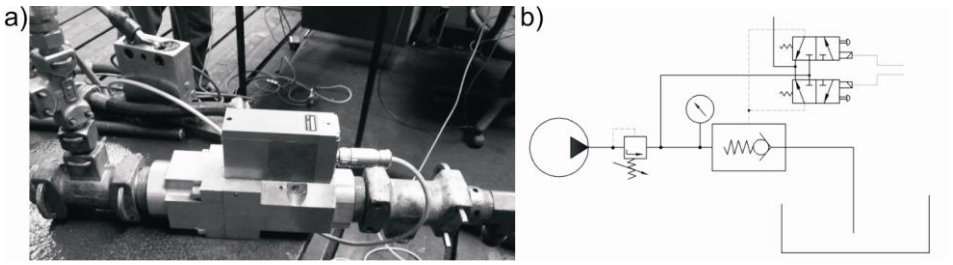
Wszystkie elementy zaworów są wykonywane z materiałów charakteryzujących się wysoką odpornością na korozję. Zastosowany w zaworach opływowy sposób filtracji medium do rozdzielacza elektromagnetycznego, eliminuje konieczność okresowego czyszczenia filtra.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Producentem typoszeregu zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E jest Firma Innowacyjno-Wdrożeniowa ELEKTRON s.c., z siedzibą w Radzionkowie. Zawory zwrotne poddano próbom ruchowym na stanowisku u producenta, a następnie przeprowadzono badania mające na celu sprawdzenie parametrów pracy zaworów, na stanowiskach badawczych w ITG KOMAG (rys. 7 i 8). Badania obejmowały pomiary spadków ciśnienia, w zależności od natężenia przepływu, oraz określenie ciśnienia otwarcia i maksymalnej wartości ciśnienia pracy.



Rys.7. Stanowisko do badania spadków ciśnienia w zależności od natężenia przepływu: *a) zawór ZZS-E zabudowany na stanowisku, b) schemat stanowiska* [źródło: opracowanie własne]



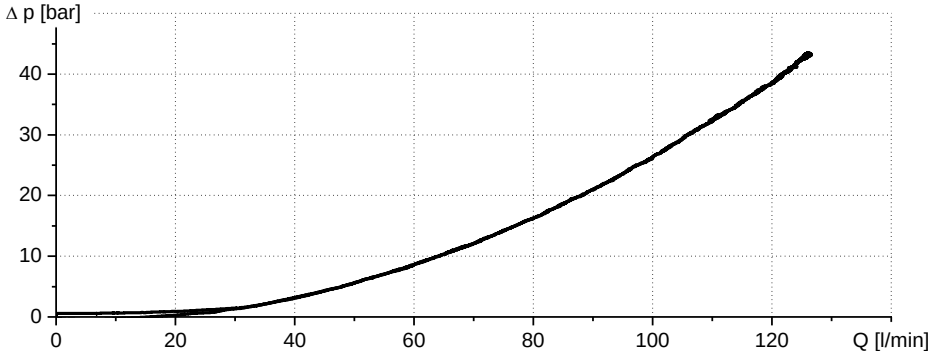
Rys.8. Stanowisko do badania zakresu wartości ciśnienia stosowania: *a) zawór ZZS-E zabudowany na stanowisku, b) schemat stanowiska* [źródło: opracowanie własne]

Przykładową charakterystykę spadku ciśnienia (Δp) w funkcji przepływu medium (Q) dla zaworu ZZS-E 1/2, pokazano na rysunku 9. Wyznaczona charakterystyka spadku ciśnienia w zależności od natężenia przepływu medium, pozwala na dobranie zaworu dla wymaganej wydajności instalacji.

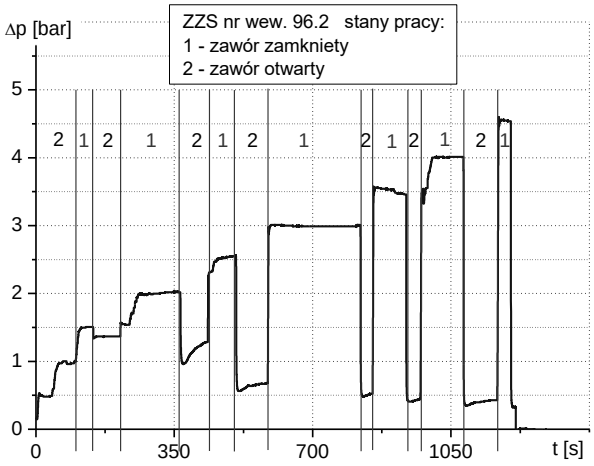
Charakterystykę otwarcia zaworu, w zależności od ciśnienia medium roboczego, dla zaworu ZZS-E 1-1/2 przedstawiono na rysunku 10 (zakresu od 0 do 0,45 MPa). Na rysunku 11 przedstawiono charakterystykę pracy zaworu ZZS-E 1-1/2 dla maksymalnego ciśnienia pracy - 10 MPa. Na wykresach przedstawiono dwa stany wysterowania oznaczone liczbami 1 i 2, gdzie: 1 – stan, w którym zawór jest zamknięty (niewysterowany), 2 – stan otwarty (stan wysterowany). Przy próbach otwarcia zaworu dla ciśnienia od 0,05 MPa do 0,15 MPa nie nastąpił przepływ (nie zarejestrowano spadku ciśnienia). Przy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

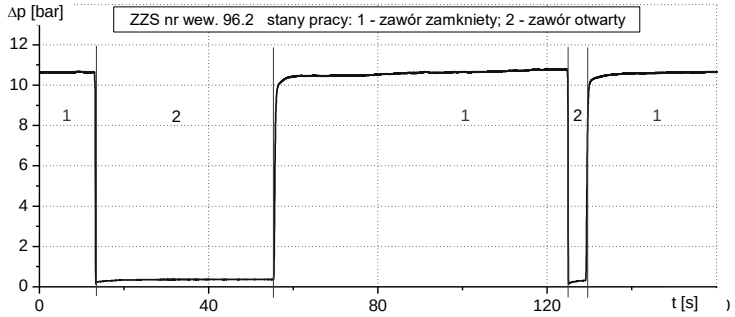
ciśnieniu 0,2 MPa nastąpiło częściowe otwarcie zaworu (spadek ciśnienia do 0,1 MPa). Przy ciśnieniu powyżej 2,5 MPa nastąpiło pełne otwarcie zaworu (spadek ciśnienia do 0,05 MPa).



Rys.9. Charakterystyka spadku ciśnienia (Δ*p*) w zależności od natężenia przepływu (*Q*) medium roboczego dla zaworu ZZS-E 1/2 [4]



Rys.10. Charakterystyka pracy zaworu ZZS-E 1-1/2 w zakresie wartości ciśnienia 0÷0,45 MPa [4]



Rys.11. Charakterystyka pracy zaworu ZZS-E 1-1/2 dla wartości ciśnienia 10 MPa [4]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych, został również poddany badaniom w jednostce certyfikującej i otrzymał certyfikat zgodności z dyrektywą ATEX.

3. Podstawowe parametry techniczne typoszeregu zaworów zwrotnych ZZS-E

Zawory zwrotne sterowane elektrycznie są przeznaczone do sterowania przepływem medium w instalacjach hydraulicznych, w których ciśnienie medium nie przekracza 10 MPa. Parametry zaworów zestawiono w tabeli 1.

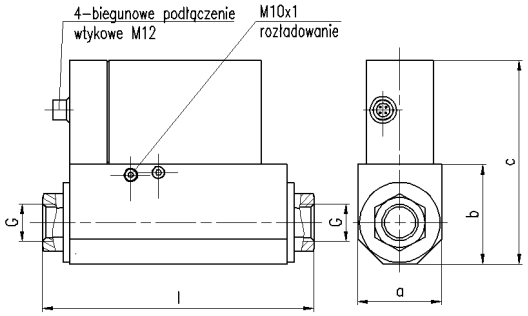
Zestawienie parametrów typoszeregu zaworów zwrotnych sterowanych ZZS-E [1]

Tabela 1

Parametr	Typ/Wersja					
	ZZS-E 1/2	ZZS-E 1	ZZS-E 1-1/2	ZZS-E-Z 1/2	ZZS-E-Z 1	ZZS-E-Z 1-1/2
Rozmiar przyłączy G [cal]	G1/2" wew.	G1" wew.	G1-1/2" wew.	G1/2" wew.	G1" wew.	G1-1/2" wew.
Nominalna średnica przepływu [mm]	15	26	32	15	26	32
Medium robocze	woda, gazy obojętne, niskoprocentowa emulsja wodno-olejowa, olej hydrauliczny					
Minimalne ciśnienie pracy [MPa]	0,2					
Maksymalne ciśnienie pracy [MPa]	10					
Maksymalne natężenie przepływu [dm^3/min]	120	250	450	120	250	450
Napięcie robocze zasilania [V]	12					
Temperatura otoczenia [°C]	od +5 do +40					
Rodzaj obudowy przeciwwybu-chowej zaworu pilotowego	I M1 EEx i_a					
Masa [kg]	4,7	6,9	8,5	5,2	7,9	10,5

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Szeroki zakres wartości ciśnienia pracy, uzyskano, między innymi dzięki zastosowaniu innowacyjnych rozwiązań uszczelnień elementów wewnętrznych zaworów. Wymiary zaworów ZZS-E pokazano na rysunku 12.



Zawór	ZZS–E 1/2 poz. 1	ZZS–E 1 poz. 2	ZZS–E 1–1/2 poz. 3	ZZS–E–Z 1/2 poz. 4	ZZS–E–Z 1 poz. 5	ZZS–E–Z 1–1/2 poz. 6
Wymiar l [mm]	162	197.5	228	204	247	306.5
Wymiar a [mm]	50	70	78	50	70	78
Wymiar b [mm]	60	70	78	60	70	78
Wymiar c [mm]	122.5	132.5	140.5	122.5	132.5	140.5

Rys.12. Wymiary zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E [1]

4. Podsumowanie

W monografii przedstawiono nowe rozwiązanie zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie, do zastosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Parametry użytkowe opisanego typoszeregu zaworów pozwalają na ich szerokie zastosowanie w różnego typu instalacjach hydraulicznych. Podstawowe elementy zaworów ZZS-E, czyli rozdzielacz elektromagnetyczny i zawór zwrotny sterowany są już stosowane w górniczych instalacjach wodnych i wykazały się trwałością i niezawodnością [2, 3]. Typoszereg zaworów ZZS-E poddano próbom ruchowym i badaniom mającym na celu sprawdzenie parametrów użytkowych oraz badaniom w jednostce certyfikującej. Zawory ZZS-E zostały wdrożone i znalazły już zastosowanie w instalacji zraszania kombajnu KPD oraz w zespole sterowania obiegiem wody chłodzącej ZSW-1.

Literatura

1. Instrukcja zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie ZZS-E – Dokumentacja techniczna ITG KOMAG (materiały nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Prostański D.: Stosowanie zraszania powietrzno-wodnego dla ograniczenia zapylenia w kopalniach. J. Sust. Min. 2013 nr 2 s. 28-33.
3. Prostański D.: Powietrzno-wodne urządzenia zraszające zmniejszające zapylenie w ścianach węglowych. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność – Niezawodność, ITG KOMAG, Gliwice 2013 s. 189-199.
4. Badania egzemplarza doświadczalnego zaworu zwrotnego sterowanego ZZS-E – Praca statutowa ITG KOMAG (materiały nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Innowacyjny system napinania łańcucha w przenośniku zgrzebłowym

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota - Politechnika Śląska

1. Wstęp

Stosowane w górnictwie węgla kamiennego ścianowe przenośniki zgrzebłowe wyposażone są w napęd wysypowy i zwrotny, co pozwala na zmniejszenie wartości maksymalnych obciążeń statycznych w łańcuchu zgrzebłowym, zwłaszcza w przenośnikach ścianowych o znacznej długości. Ze względu na możliwość dojazdu kombajnu ścianowego do końca ściany przy chodniku nadścianowym w napędach zwrotnych przenośników ścianowych stosuje się wyłącznie pojedyncze zespoły napędowe. Napęd wysypowy może być wyposażony w jeden lub dwa zespoły napędowe wyniesione do chodnika. Współczesne przenośniki ścianowe stosowane w górnictwie węgla kamiennego napędzane są więc dwoma lub trzema silnikami elektrycznymi o mocach dochodzących nawet do 1000 kW.

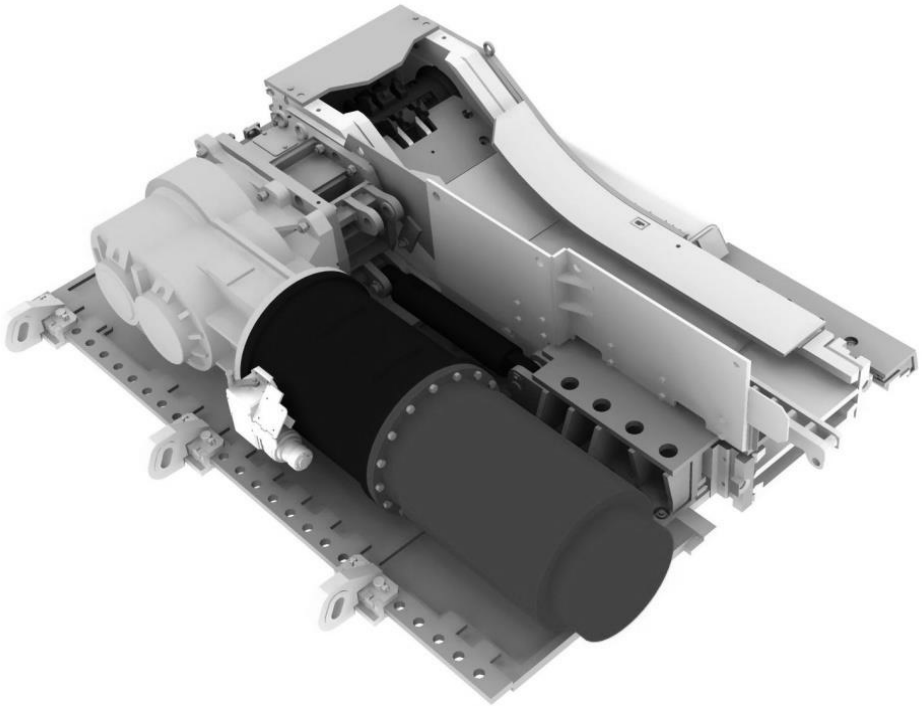
Zmienne obciążenie urobkiem węglowym łańcucha zgrzebłowego oraz występujące opory ruchu i drgania mechaniczne powodują, że łańcuch ulega wydłużeniom sprężystym o zmiennej wartości. W celu kompensacji tych wydłużeń łańcuch jest wstępnie napinany. W zależności od relacji występujących pomiędzy oporami ruchu a wartością napięcia wstępnego, łańcuch może się znajdować w stanie nieluzowania, w stanie stałego luzowania lub w stanie okresowego luzowania [1]. Część napięcia wstępnego łańcucha, która pozostaje po skompensowaniu wydłużeń sprężystych, nazywana resztowym napięciem wstępnym, jest siłą o minimalnej wartości w konturze łańcuchowym w stanie nieluzowania łańcucha. Siła ta obciąża dodatkowo łańcuch zgrzebłowy wzdłuż całego konturu. Wartości ujemnej i zerowej resztowego napięcia wstępnego odpowiada stan stałego luzowania. Fizykalnie ujemnej wartości resztowego napięcia wstępnego odpowiada zwisanie łańcucha w miejscu jego zbiegania z napędowego bębna łańcuchowego.

W przenośnikach ścianowych przesuwających urobek, miejscami wystąpienia potencjalnego luzowania łańcucha (czyli miejsca wystąpienia resztowego napięcia wstępnego) mogą być miejsca zbiegania łańcucha zgrzebłowego z napędowego bębna łańcuchowego napędu wysypowego lub napędu zwrotnego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Bardzo istotna dla poprawnego działania ścianowego przenośnika zgrzebłowego jest właściwa wartość napięcia wstępnego łańcucha. Zbyt duża wartość napięcia wstępnego wywołuje stan nieluzowania łańcucha i zwiększa siły w łańcuchu na całej długości jego konturu. Napięcie wstępne o zbyt małej wartości powoduje powstanie zwisu łańcucha przy zbieganiu z jednego z bębnów łańcuchowych, co może zakłócać współdziałanie bębna łańcuchowego z łańcuchem zgrzebłowym.

Napinanie wstępne łańcucha zgrzebłowego w przenośnikach ścianowych realizowane jest najczęściej przez okresowe skracanie bądź wydłużanie konturu łańcucha o kilka ogniw, co wymaga rozpięcia łańcuchów ogniwowych i wycięcia lub dołożenia kilku ogniw. Następnie ponownie spina się łańcuch za pośrednictwem ogniw złącznych. Obecnie producenci przenośników ścianowych oferują możliwość wyposażenia przenośnika w napęd z rynną teleskopową, dający możliwość bezstopniowej zmiany długości konturu łańcuchowego przez przesuwanie kadłuba napędu w rynnie teleskopowej. Najczęściej przesuwany jest za pomocą siłownika hydraulicznego kadłub napędu zwrotnego (rys. 1) [6], ze względu dostępną przestrzeń w otoczeniu kadłuba.



Rys.1. Napęd zwrotny przenośnika ścianowego z rynną teleskopową produkcji Kopex Machinery [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Założenia algorytmu sterowania nadążnym napinaniem łańcucha ASTEN

W Instytucie Mechanizacji Górnictwa Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej został opracowany innowacyjny algorytm sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego w przenośniku ścianowym ASTEN. Przenośnik zgrzebłowy ścianowy wyposażony w układ nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego w czasie pracy w wyrobisku ścianowym stale rejestruje i analizuje takie parametry pracy, które pozwalają na wypracowanie sygnału sterującego siłownikiem hydraulicznym w rynnie teleskopowej umieszczonej w napędzie pomocniczym. Zadaniem siłownika jest takie przemieszczenie kadłuba napędu pomocniczego, aby uzyskać pożądaną wartość resztowego napięcia wstępnego łańcuchów. Przenośnik z układem nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego został wyposażony w następujące elementy (rys. 2):

- czujniki zwisu łańcucha umieszczone w napędzie głównym (A). Na podstawie wartości sygnałów z tych czujników zostaje określony stan napięcia łańcucha w otoczeniu bębna łańcuchowego napędu wysypowego,
- czujniki położenia zgrzebeł umieszczone w napędzie pomocniczym (B). Na podstawie wartości sygnałów z tych czujników zostaje określony stan napięcia łańcucha w otoczeniu bębna łańcuchowego napędu zwrotnego,
- przekładniki prądowe pozwalające na rejestrację natężenia prądów pobieranych przez silniki napędowe przenośnika w zależności od chwilowego obciążenia urobkiem węglowym i występujących oporów ruchu oraz chwilowego rozdziału obciążeń na poszczególne silniki.

Czujniki umieszczone przy napędzie wysypowym oraz przy napędzie zwrotnym oznaczono symbolami C_{A21}^{NAD}, C_{A21}^{POD}, C_{A22}^{NAD}, C_{A22}^{POD}, C_{B11} oraz C_{B12}. Przyjęto, że indeks dolny składa się z trzech pozycji które oznaczają kolejno:

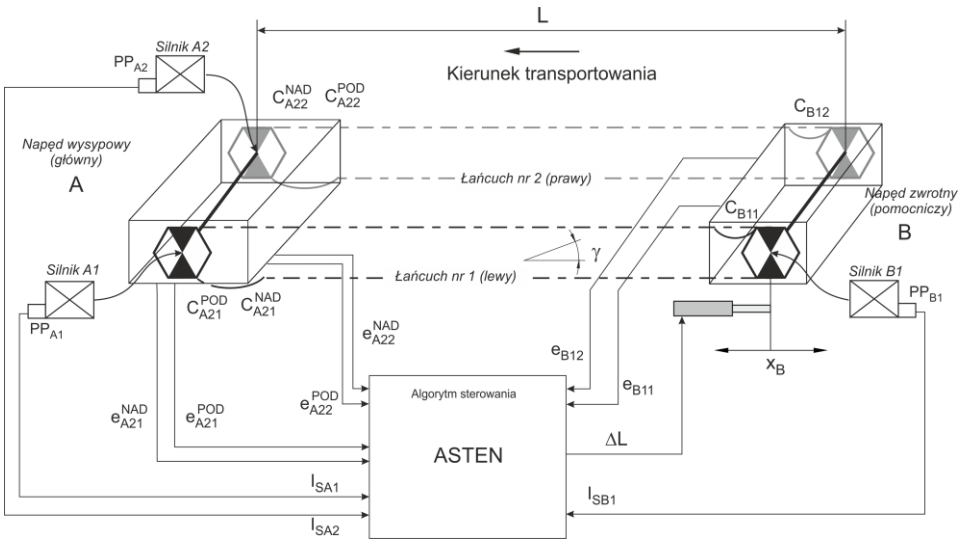
- napęd wysypowy – litera A, napęd zwrotny – litera B,
- gałąź łańcucha w której zamocowany jest czujnik: 1 dla gałęzi górnej oraz 2 dla gałęzi dolnej,
- numer łańcucha od strony którego umieszczony jest czujnik. Patrząc w stronę przemieszczania urobku łańcuch numer 1 jest po lewej stronie, a łańcuch numer 2 po prawej stronie.

Sygnały sterujące wypracowane przez czujniki zwisu w napędzie wysypowym oznaczono literą „e" z takimi samymi indeksami jakie przyjęto dla czujników.

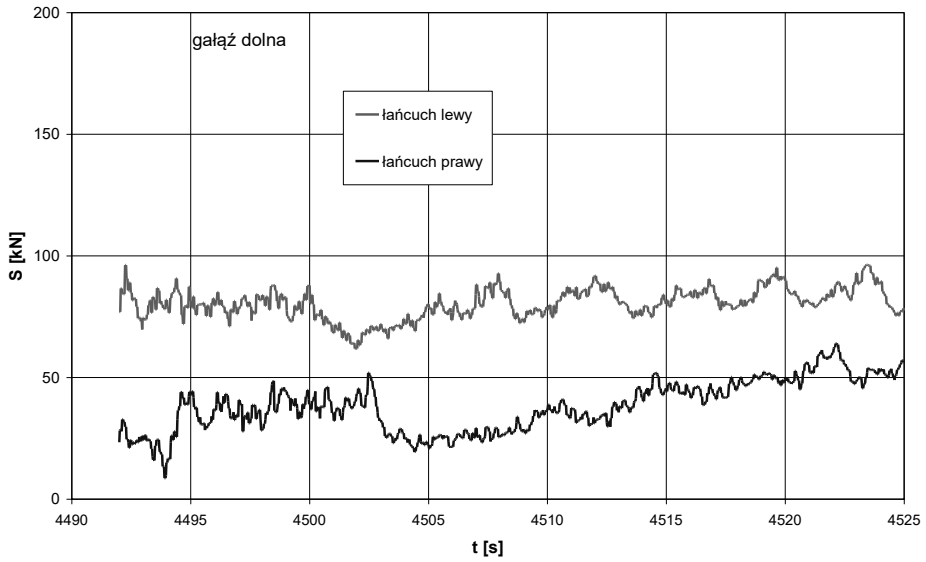
Na przewodach zasilających każdy silnik napędowy przenośnika ścianowego (najczęściej dwa lub trzy) zamontowane są przekładniki prądowe, które oznaczono symbolami PP_{A1}, PP_{A2} oraz PP_{B1}. Za ich pomocą dokonywany jest pomiar wartości natężenia prądów odpowiednio I_{SA1}, I_{SA2}, I_{SB1} pobieranych

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przez poszczególne silniki napędowe przenośnika. Możliwy jest również pomiar mocy silników napędowych przenośnika, odpowiednio N_{SA1}, N_{SA2}, N_{SB1}. Symbole w indeksie dolnym mają następujące znaczenie: S – silnik; A – napęd wysypowy; B – napęd zwrotny; 1 – położenie silnika po stronie łańcucha numer 1; 2 – położenie silnika po stronie łańcucha numer 2.



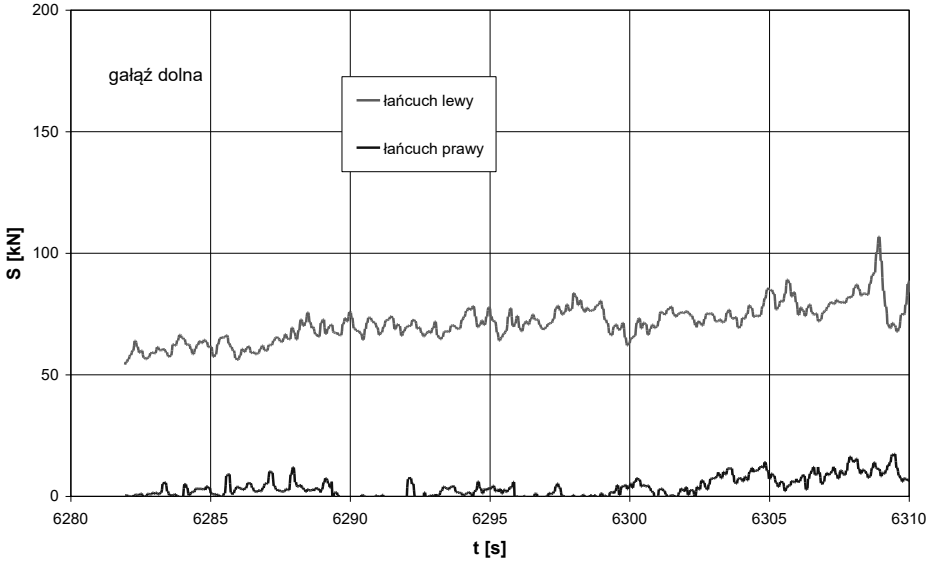
Rys.2. Sygnały sterujące w algorytmie sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego ASTEN (Źródło: opracowanie własne)



Rys.3. Przebieg czasowy sił o zróżnicowanych wartościach w łańcuchu lewym i w łańcuchu prawym przy zbieganiu z bębna napędu wysypowego (Źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Ze względu na sposób napinania łańcucha zgrzebłowego za pomocą rynny teleskopowej przesuwającej napęd zwrotny wraz z bębnem łańcuchowym, co skutkuje jednakowym wydłużaniem bądź skracaniem konturu łańcucha nr 1 (lewego) i łańcucha nr 2 (prawego), w algorytmie sterowania nadążnym napinaniem rozważono wersje luzowania pojedynczego łańcucha nr 1 lub łańcucha nr 2. Jak wynika z prowadzonych w Instytucie Mechanizacji Górnictwa badań dołowych przenośników zgrzebłowych w rzeczywistych warunkach ich pracy, często występują przypadki zróżnicowania obciążeń w łańcuchu lewym i prawym w miejscu ich zbiegania z bębna łańcuchowego napędu wysypowego (rys. 3) lub też luzowania tylko jednego łańcucha przy zbieganiu z tego bębna (rys. 4).



Rys.4. Przebieg czasowy sił w łańcuchu lewym i w łańcuchu prawym przy zbieganiu z bębna napędu wysypowego przy luzowaniu łańcucha prawego
(Źródło: opracowanie własne)

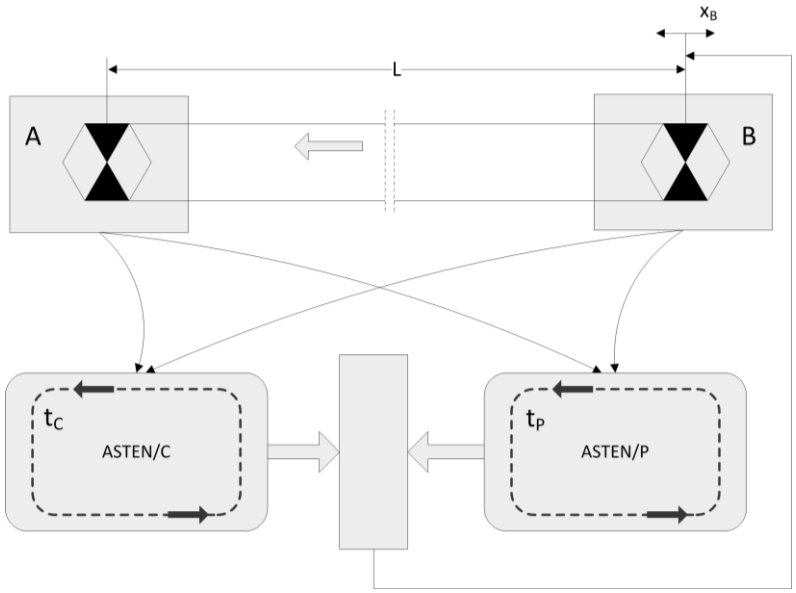
3. Podstawowe moduły algorytmu sterowania ASTEN

Na podstawie analizy wartości przyjętych sygnałów sterujących algorytm sterowania oblicza niezbędną odległość ΔL o którą należy przesunąć kadłub napędu pomocniczego tak, aby uzyskać optymalny stan napięcia łańcuchów dla danych warunków pracy przenośnika ścianowego (położenie kadłuba napędu pomocniczego opisuje współrzędna translacyjna x_B). Schemat działania algorytmu sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego poprzez przesuwanie kadłuba napędu pomocniczego ASTEN pokazano na rysunku 5 [3]. Algorytm ten składa się z dwóch modułów:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- ASTEN/C, który analizuje sygnały sterujące z czujników zwisu łańcucha w napędzie głównym C_{A21}^{NAD}, C_{A21}^{POD}, C_{A22}^{NAD}, C_{A22}^{POD} oraz z czujników położenia zgrzebeł w napędzie pomocniczym C_{B11} i C_{B12}. Algorytm ten uśrednia sygnały wejściowe i co t_C sekund [3] wylicza wartość przesunięcia kadłuba napędu na podstawie podanych parametrów przenośnika.
- ASTEN/P, który analizuje sygnały z przekładników prądowych PP_{A1}, PP_{A2} oraz PP_{B1}. Wyznacza on wartość przesunięcia kadłuba napędu co t_P sekund [3].

Wartości przesunięć obliczone przez moduły ASTEN/C i ASTEN/P przekazywane są do bloku, w którym następuje ostateczne wyznaczenie wartości przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego. Wartość ta przekazywana jest dalej do elementu wykonawczego, sterującego przesunięciem rynny teleskopowej.



Rys.5. Schemat działania algorytmu sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego w przenośniku ścianowym ASTEN [3]

3.1. Moduł ASTEN/C

Z analizy kombinacji wszystkich sygnałów z czujników zwisu łańcucha przy zbieganiu z bębna napędu wysypowego (głównego) oraz czujników położenia zgrzebeł umieszczonych w miejscu zbiegania łańcucha z bębna łańcuchowego w napędzie zwrotnym (pomocniczym) do algorytmu sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego wchodzą sygnały logiczne informujące o zwisie łańcucha bądź jego braku w miejscach zbiegania łańcucha z bębnów napędowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Możliwe kombinacje sygnałów logicznych wchodzących do algorytmu sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego z czujników przy zbieganiu łańcucha z napędu głównego oraz pomocniczego decydują o wysyłaniu bądź nie wysyłaniu sygnału do siłownika rynny teleskopowej w celu uzyskania optymalnego stanu napięcia łańcuchów dla danych warunków pracy przenośnika ścianowego. Sygnały logiczne wysyłane z układu sterowania do siłownika rynny teleskopowej (sygnał e_x zmieniający współrzędną translacyjną x_B) mogą przyjmować trzy wartości logiczne:

$e_x = 0$ – stan nadmiernego luzowania łańcucha zgrzebłowego (zmień współrzędną translacyjną x_B o wartość dodatnią ΔL – wysuń tłoczysko siłownika o ΔL),

$e_x = 1$ – poprawny stan napięcia wstępnego łańcucha zgrzebłowego (nie zmieniaj współrzędnej translacyjnej x_B),

$e_x = 2$ – stan nieluzowania łańcucha zgrzebłowego (zmień współrzędną translacyjną x_B o wartość ujemną ΔL – wsuń tłoczysko siłownika o ΔL).

Przesunięcie kadłuba napędu pomocniczego przy wysuwaniu tłoczyska siłownika o odległość ΔL (zmiana współrzędnej translacyjnej x_B o wartość dodatnią ΔL) powoduje wydłużenie konturu łańcucha zgrzebłowego o $2 \cdot \Delta L$. Jeżeli łańcuch zgrzebłowy luzuje się przy zbieganiu z bębna napędowego to w zależności od wartości przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego ΔL dojść może do częściowego wykasowania luzu (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości ujemnej), całkowitego wykasowania luzu (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości zerowej) lub całkowitego wykasowania luzu wraz z wprowadzeniem stanu nieluzowania (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości dodatniej). Jeżeli natomiast łańcuch zgrzebłowy nie luzuje się przy zbieganiu z żadnego bębna napędowego to przesunięcie kadłuba napędu pomocniczego o wartość dodatnią ΔL spowoduje wzrost napięcia w całym konturze łańcucha (wzrośnie wartość resztowego napięcia wstępnego łańcucha). Przesunięcie kadłuba napędu pomocniczego przy wsuwaniu tłoczyska siłownika o odległość ΔL (zmiana współrzędnej translacyjnej x_B o wartość ujemną ΔL) powoduje skrócenie konturu łańcucha zgrzebłowego o $2 \cdot \Delta L$. Jeżeli łańcuch zgrzebłowy nie luzuje się przy zbieganiu z żadnego bębna napędowego, to w zależności od wartości wsunięcia kadłuba napędu pomocniczego ΔL może dojść do częściowego zmniejszenia wartości sił w łańcuchu (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości dodatniej), do zluzowania łańcucha bez zwisu (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości zerowej) lub całkowitego zluzowania łańcucha ze zwisem (resztowe napięcie wstępne łańcucha o wartości ujemnej). Jeżeli natomiast łańcuch zgrzebłowy luzuje się przy zbieganiu z któregoś bębna napędowego, to przesunięcie kadłuba napędu pomocniczego o wartość ujemną ΔL spowoduje wzrost luzu w łańcuchu

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

(wzrośnie wartość bezwzględna ujemnego resztowego napięcia wstępnego łańcucha) [4].

3.2. Moduł ASTEN/P

Wydłużenia sprężyste łańcucha zgrzebłowego w zasadniczy sposób wynikają z obciążenia przenośnika oporami przesuwania urobku w stronę napędu głównego, które zależne są od masy urobku na przenośniku i sposobu jej rozłożenia na długości przenośnika, współczynnika oporów tarcia urobku o rynnę, kąta podłużnego nachylenia rynnociągu w wyrobisku i zmienności tego kąta na długości przenośnika [1]. Wzrost oporów przesuwania urobku powoduje wzrost obciążenia napędów przenośnika. Pomiar obciążenia napędów przenośnika został wykorzystany w algorytmie sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego.

Najłatwiej dostępnym sygnałem odzwierciedlającym w przybliżony sposób stopień obciążenia napędów przenośnika w warunkach dołowych jest pomiar wartości natężenia prądów odpowiednio I_{SA1}, I_{SA2}, I_{SB1} pobieranych przez poszczególne silniki napędowe przenośnika (rys. 2). W ruchu ustalonym ścianowego przenośnika zgrzebłowego napięcie zasilania silników napędowych stabilizuje się na stałym poziomie, dzięki czemu natężenie prądu pobieranego przez poszczególne silniki jest proporcjonalne do mocy przez nie rozwijanej [7]. W związku z tym natężenie prądu może być wykorzystane w algorytmie sterowania jako sygnał sterujący, który odzwierciedla stopień obciążenia napędów przenośnika.

W algorytmie sterowania wykorzystano przedziały wartości natężenia prądu odniesione do wartości nominalnej. Zakres prądowego obciążenia silników, powyżej obciążenia przenośnika nieobciążonego urobkiem, podzielono na cztery przedziały oddzielone wartościami progowymi. Po przekroczeniu wartości progowej natężenia prądu algorytm podejmuje działanie polegające na obliczeniu wartości przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego i wysunięciu tłoczyska siłownika w przypadku przechodzenia z przedziału niższego do wyższego lub wsunięciu tłoczyska siłownika w przypadku przechodzenia z przedziału wyższego do niższego. Zmiana natężenia prądu wewnątrz dowolnego przedziału bez przekroczenia wartości progowej nie powoduje żadnych działań algorytmu ASTEN/P. Analogicznie działa algorytm sterowania jeśli zamiast sygnałów prądowych do określenia stopnia obciążenia przenośnika użyte zostaną sygnały mocy rozwijanej przez silniki.

Ze względu na możliwość wystąpienia nierównomiernego obciążenia silników w napędzie głównym i pomocniczym w przenośniku zgrzebłowym pracującym w rzeczywistych warunkach eksploatacyjnych (rys. 6), algorytm wyznacza oddzielnie wartości przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego dla przekroczenia wartości progowych natężenia prądu lub mocy przez silnik

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

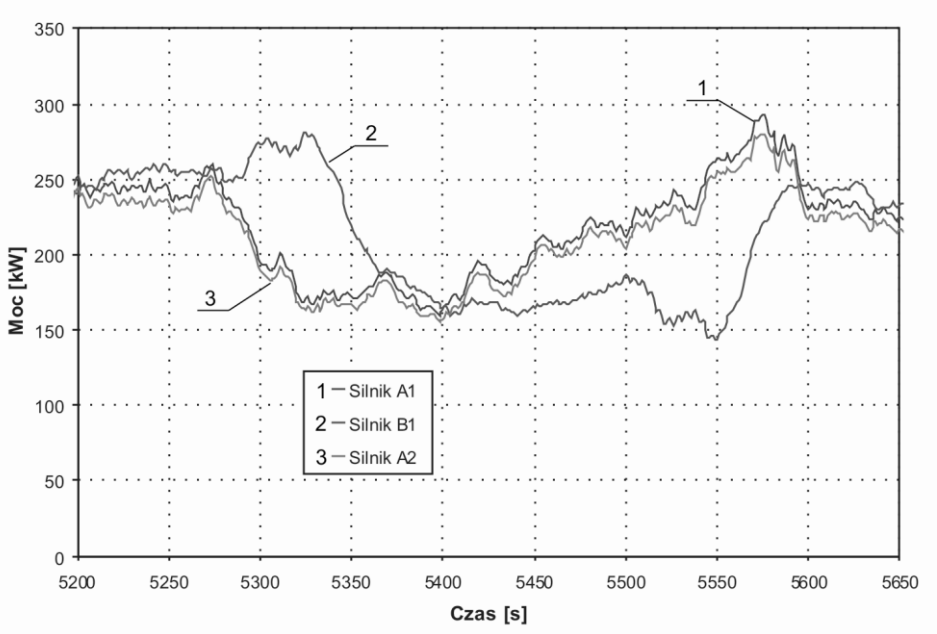
elektryczny w napędzie pomocniczym i oddzielnie dla przekroczenia wartości progowych natężenia prądu lub mocy przez silnik lub silniki elektryczne w napędzie głównym. W przypadku, gdy w napędzie wysypowym zainstalowane są dwa silniki napędowe należy przyjąć, że:

$$\frac{I_{SA}}{I_{SAN}} = \frac{I_{SA1} + I_{SA2}}{I_{SA1N} + I_{SA2N}} \tag{1}$$

W poszczególnych przedziałach obciążenia po przekroczeniu wartości progowej w silniku napędu pomocniczego algorytm wyznacza wartość wydłużenia łańcucha zgrzebłowego spowodowanego wzrostem obciążenia napędu pomocniczego w danym przedziale obciążenia dla całej długości gałęzi powrotnej łańcucha zgrzebłowego.

Wartość wydłużenia łańcucha spowodowanego wzrostem obciążenia napędu głównego w danym przedziale obciążenia prądowego wyznacza się z uwzględnieniem położenia strugi urobku w gałęzi górnej ścianowego przenośnika zgrzebłowego [8].

Wartość przesunięcia kadłuba napędu spowodowana wzrostem obciążenia obydwu napędów zależna jest od długości przenośnika, sztywności łańcucha ogniwowego, nominalnej mocy silników, prędkości łańcucha zgrzebłowego i stopnia obciążenia przenośnika urobkiem.

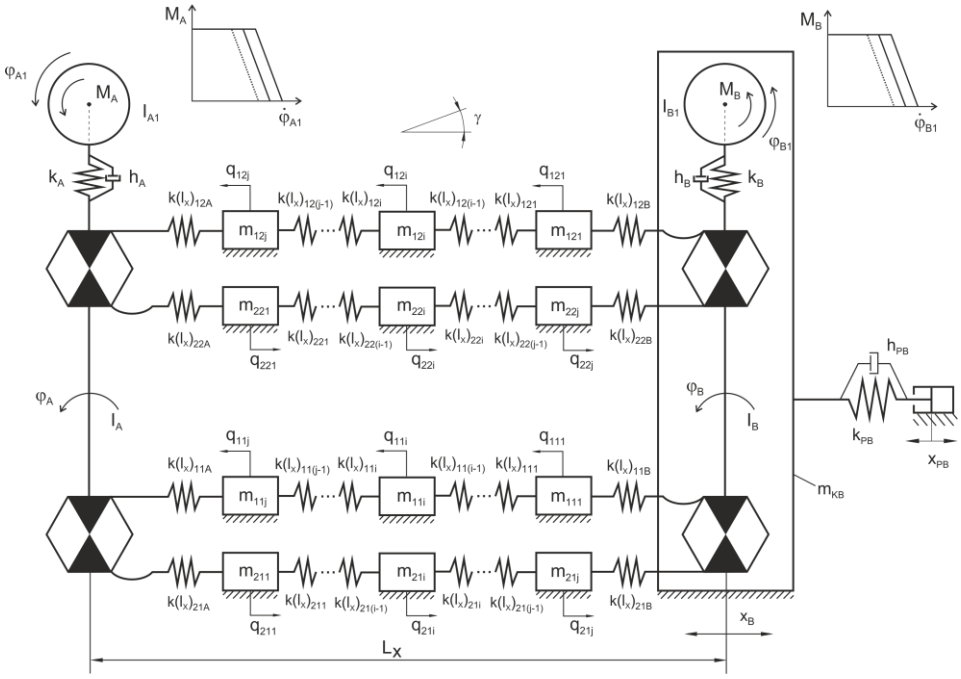


Rys.6. Przebieg czasowy obciążenia silników przenośnika ścianowego o mocy 3x250 kW [3]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Badania modelowe

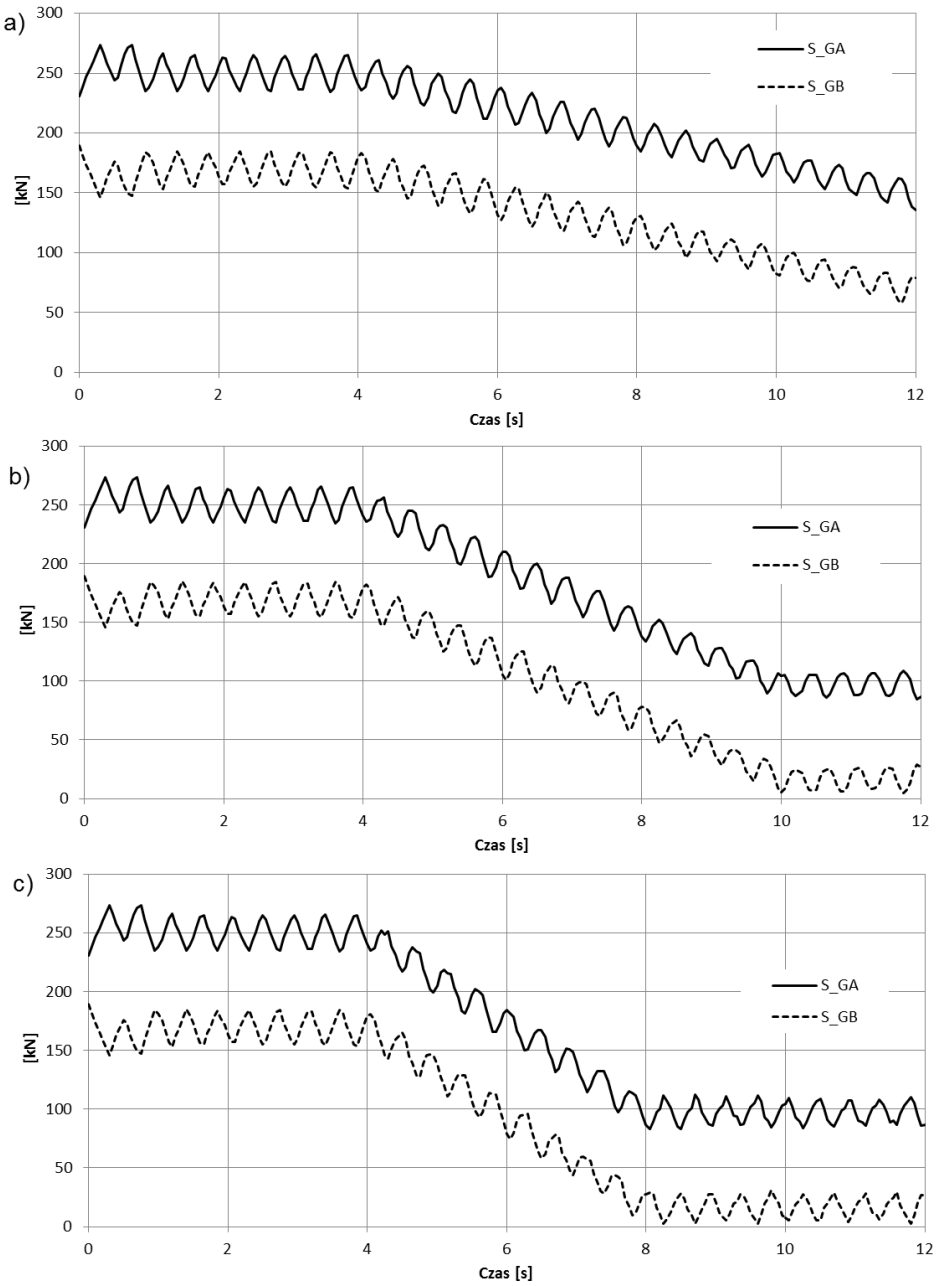
Do badań komputerowych działania algorytmu ASTEN wykorzystano utworzony wcześniej model dynamiczny przenośnika ścianowego z napędem głównym i pomocniczym o zmiennej długości konturu łańcuchowego. Bezstopniowa regulacja wartości resztowego napięcia wstępnego łańcuchów została zamodelowana za pomocą przesuwnego kadłuba napędu pomocniczego, którego położenie opisane jest za pomocą współrzędnej translacyjnej x_B. Kadłub ten przemieszczany jest za pomocą rynny teleskopowej i siłowników hydraulicznych. Model fizyczny tego przenośnika posiada (4·j + 5) stopni swobody (rys. 7) [2]. Przez j oznaczono liczbę odcinków na jakie podzielono gałąź górną i dolną przenośnika ścianowego w procesie modelowania fizycznego. Model matematyczny rozważanego przenośnika stanowi układ (4·j + 5) nieliniowych równań różniczkowych zwyczajnych drugiego rzędu. Do rozwiązywania układu równań różniczkowych wykorzystano własny program komputerowy.



Rys.7. Model fizyczny ścianowego przenośnika zgrzebłowego przeznaczony do współpracy z algorytmem ASTEN [2]

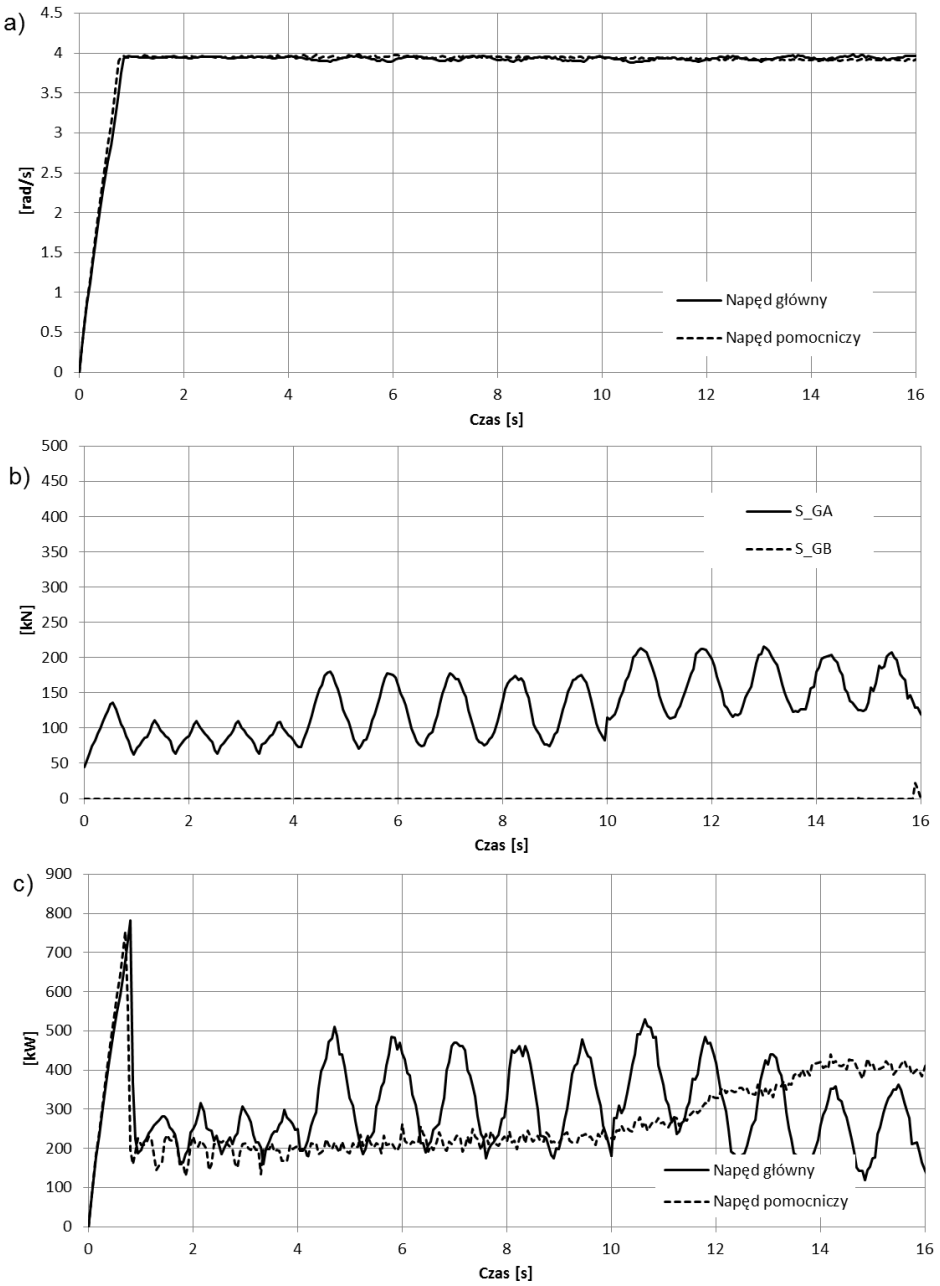
Przykładowe charakterystyki dynamiczne uzyskane za pomocą utworzonego modelu matematycznego przenośnika ścianowego i pokazujące działanie algorytmu ASTEN przedstawiono na rysunkach 8 i 9.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.8. Obciążenia dynamiczne w łańcuchu w miejscu jego nabiegania na bęben łańcuchowy w napędzie głównym i w miejscu jego zbiegania z bębna łańcuchowego w napędzie pomocniczym w pustym przenośniku zgrzebłowym wyposażonym w algorytm ASTEN: a) $\dot{x}_B$ = 0,025 m/s, b) $\dot{x}_B$ = 0,050 m/s, c) $\dot{x}_B$ = 0,075 m/s (Źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.9. Wpływ zmiany długości strugi urobku w przenośniku o długości L = 220 m, dla S_0=20 kN i l_{uz} = 147 m na działanie algorytmu ASTEN/P: *a) prędkości kątowe bębnów łańcuchowych, b) obciążenia dynamiczne w łańcuchu, c) pobór mocy mechanicznej przez napędy* (Źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W pierwszym przypadku (rys. 8) symulowano przenośnik ścianowy o długości 300 m, w którym występuje zbyt duża wartość napięcia wstępnego łańcuchów dla danego obciążenia gałęzi górnej urobkiem węglowym. Działanie algorytmu zostało załączone w czwartej sekundzie symulacji. Przesuwanie kadłuba napędu pomocniczego realizowane było z prędkościami 0,025 m/s, 0,050 m/s i 0,075 m/s.

W przypadku pokazanym na rysunku 9 długość przenośnika wynosiła 220 m. W czwartej sekundzie symulacji zwiększono długość strugi urobku do 143 m, co spowodowało nadmierne luzowanie się łańcucha. Działanie algorytmu ASTEN rozpoczęło się w 10. sekundzie symulacji.

5. Podsumowanie

W ścianowym przenośniku zgrzebłowym łańcuch ulega wydłużeniom sprężystym, które są wywołane oporami ruchu oraz występującymi drganiami. W celu kompensacji tych wydłużeń łańcuch jest napinany wstępnie. Czynność ta jest wykonywana w czasie postoju przenośnika i polega na dołożeniu lub usunięciu kilku ogniw z konturu łańcuchowego. Wartość zadanego napięcia wstępnego zależy od intuicji i wyczucia technicznego użytkownika przenośnika. Wobec tego zadana wartość napięcia wstępnego łańcuchów najczęściej nie odpowiada wartości wymaganej, szczególnie z powodu stale zmieniających się warunków obciążenia przenośnika urobkiem węglowym. Dodatkowo stosowany obecnie sposób zadawania napięcia wstępnego łańcuchów wymusza kosztowne postoje ściany. Dlatego też nowoczesne przenośniki ścianowe powinny być wyposażone w układ automatycznego napinania łańcucha.

W Instytucie Mechanizacji Górnictwa Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej został opracowany innowacyjny algorytm sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego w przenośniku ścianowym ASTEN.

Algorytm ten składa się z dwóch modułów ASTEN/C i ASTEN/P. Pierwszy z nich na podstawie sygnałów z czujników zwisu łańcucha umieszczonych przy napędzie głównym i czujników położenia zgrzebeł zamocowanych przy napędzie pomocniczym oblicza wartość przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego. Wartość przesunięcia wyznaczana jest okresowo co t_C sekund. Drugi moduł analizuje natężenie prądu lub moc pobieraną przez silniki napędowe przenośnika i wyznacza wartość przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego co t_P sekund. W efekcie do elementu wykonawczego przesyłany jest jeden sygnał sterujący wraz z informacją o:

- wartości wysunięcia kadłuba napędu pomocniczego na zewnątrz przenośnika w celu zwiększenia długości konturu łańcuchowego, lub
- wartości wsunięcia kadłuba napędu pomocniczego do wewnątrz przenośnika w celu zmniejszenia długości konturu łańcuchowego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Opracowano również model dynamiczny ścianowego przenośnika zgrzebłowego umożliwiający symulację zjawisk dynamicznych wpływających na nierównomierność obciążeń jednostek napędowych oraz symulację nadążnego napinania łańcucha w oparciu o algorytm ASTEN. Model matematyczny tego przenośnika stanowi układ (4 j + 5) nieliniowych równań różniczkowych zwyczajnych drugiego rzędu.

Do kontrolowania działania rozważanego algorytmu służy utworzone w Instytucie Mechanizacji Górnictwa oprogramowanie AstenTEST [5]. Pozwala ono między innymi na automatyczne testowanie działania implementacji algorytmu ASTEN na różnych platformach sprzętowych na przykład w sterowniku przemysłowym. Podstawowym warunkiem jest jednak obsługa przez dany sterownik protokołu TCP. Możliwe jest teoretyczne badanie działania algorytmu w przenośniku zgrzebłowym za pomocą utworzonego modelu matematycznego przenośnika ścianowego z napędem głównym i pomocniczym.

Działanie algorytmu sterowania ASTEN zostało przebadane na doświadczalnym przenośniku zgrzebłowym usytuowanym w firmie KOPEX.

Literatura

1. Dolipski, M.: Dynamika przenośników łańcuchowych. Podręcznik akademicki. Wyd. Pol. Śl., Gliwice 1997.
2. Dolipski M., Remiorz E., Sobota P.: Dynamics of non-uniformity loads of afc drives. Archives of Mining Sciences, vol. 59(2014), issue 1.
3. Dolipski M., Cheluszka P., Remiorz E., Sobota P.: Dobór czasów realizacji sekwencji rozruchowej w algorytmie ASTEN. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze, 2014 Nr 1(23).
4. Dolipski M., Cheluszka P., Remiorz E., Sobota P.: Zmiany obciążeń łańcucha w przenośniku zgrzebłowym z rynną teleskopową. Przegląd Górniczy 2014, Nr 5.
5. Dolipski M., Cheluszka P., Remiorz E., Sobota P.: Computer program for testing ASTEN algorithm. 33. International Scientific Conference „Technical Diagnostics of Machines and Manufacturing Equipment DIAGO 2014". Czech Republic, 28÷29.01.2014.
6. Tytko S., Łabęcki M., Gros S.: Nowoczesne zintegrowane przenośniki zgrzebłowe produkcji RYFAMA S.A. Maszyny Górnicze nr 3/2012.
7. Cheluszka P., Mann R., Sobota P.: Wykorzystanie pomiaru natężenia prądu do wyznaczenia obciążenia napędów maszyn. Konferencja naukowa „Górnictwo zrównoważonego rozwoju 2013". Gliwice, 2013.
8. Dolipski M., Cheluszka P., Remiorz E., Sobota P.: Metoda wyznaczania wydłużeń sprężystych łańcucha zgrzebłowego w algorytmie ASTEN. 15.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Międzynarodowa Konferencja Naukowo – Techniczna KOMTECH 2014 „Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność", Kliczków, 2014.

Praca zrealizowana w ramach Programu „INNOTECH" w ścieżce programowej IN-TECH pt. „Ścianowy przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem regulacji parametrów pracy napędów" dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach umowy nr INNOTECH–K1/IN1/10/155668/NCBR/12

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

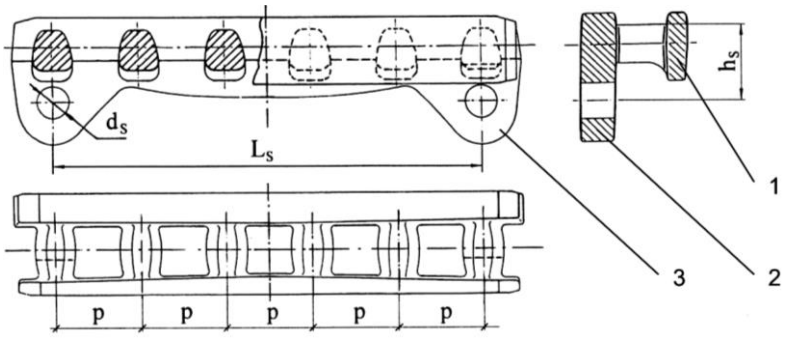
System posuwu Flextrack zwiększający trwałość i niezawodność napędu kombajnu ścianowego

Adam Zachura - Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Robert Żuczek** - Instytut Odlewnictwa

1. Wprowadzenie

Najbardziej rozpowszechnionym w polskim górnictwie węgla kamiennego mechanizmem posuwu kombajnu ścianowego jest bezcięgnowy system posuwu Eicotrack z dwoma kołami napędowymi, znany pod nazwą 2BP. Posiada on dwa koła zębate, które są usytuowane pionowo (w płaszczyźnie prostopadłej do spągu). Przemieszczanie kombajnu po trasie jezdnej jest realizowane poprzez współdziałanie kół napędowych ciągników z usztywnioną zębatką sworzniową, umieszczoną wzdłuż przenośnika zgrzebłowego, od strony zastawek. Koła napędowe ciągników kombajnu, o module i liczbie zębów zależnej od konkretnego rozwiązania konstrukcyjnego, zazębiają się ze sworzniami segmentów zębatki.

Segment zębatki stosowany w tym systemie składa się z dwóch pionowych listew podłużnych, połączonych nierozłącznie sześcioma sworzniami (rys. 1). Rozstaw kolejnych sworzni segmentu, zależny jest od podziałki sworzniowej zębatki, która jest oznaczona literą „*p*". Segmenty zębatki wykonywane są w dwu odmianach, z podziałką sworzniową p = 125 mm oraz p = 126 mm. Listwy podłużne segmentu zębatki mają zbliżoną długość, lecz różnią się grubością, szerokością i kształtem. Listwa wąska ma stałą szerokość. W dolnej części listwy szerszej, z obydwóch stron segmentu, uformowane są ucha mocujące. W każdym uchu mocującym segmentu zębatki wykonany jest okrągły otwór o średnicy d_s = 52 mm. Odległość między środkami tych otworów wynosi L_s = 5 x p = 630 mm. Odległość między środkiem otworu w uchu mocującym, a górną powierzchnią sworznia segmentu, którą nazwano wysokością segmentu zębatki, wynosi h_s=124 mm [2, 7].



Rys.1. Segment zębatki mechanizmu posuwu 2BP ze sworzniami o przekroju owalnym: *1 – listwa wąska; 2 - listwa szeroka; 3 – ucho mocujące* [7]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

System Eicotrack charakteryzuje się prostą konstrukcją, a jej największą zaletą jest zwartość, relatywnie niski koszt jednostkowy wykonania oraz łatwy montaż. Należy jednak zaznaczyć, że takie rozwiązanie charakteryzuje się dużym zużyciem kół napędowych Jest to wynikiem krawędziowania zębów koła po zębach zębatki w czasie przegięć poprzecznych trasy przenośnika oraz zaburzenia podziałki między skrajnymi zębami sąsiadujących zębatek w czasie przegięć pionowych przenośnika. Dodatkowo, na przyspieszone zużycie koła napędowego wpływają przekroczone naciski powierzchniowe na flance koła napędowego, w kontakcie z zębami zębatki.

2. Koncepcja systemu posuwu FLEXTRACK

Inspiracją do podjęcia prac koncepcyjnych związanych z opracowaniem nowego rozwiązania technicznego systemu posuwu kombajnu górniczego była niedoskonałość rozwiązania systemu posuwu Eicotrack i problemy wynikające ze stosowania napędów wysokiej mocy, które generują siłę posuwu przekraczającą 450 kN.

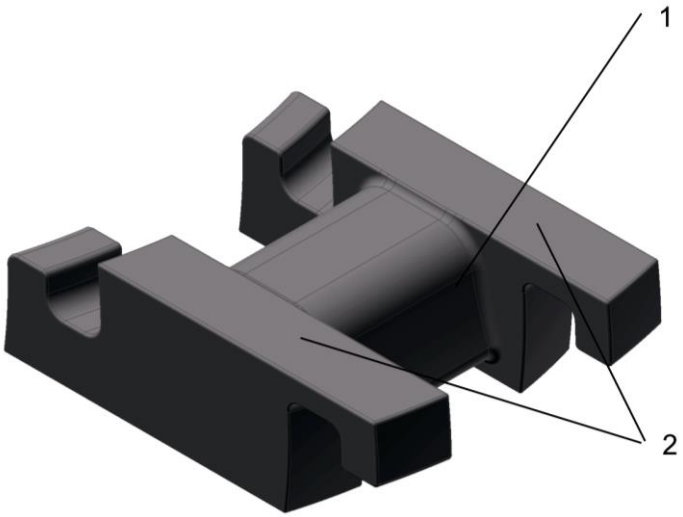
Konstrukcja systemu Flextrack, składa się z zębatki modułowo ułożonej wewnątrz obudowy, zwanej dalej prowadnikiem. Funkcję pojedynczego odlewu zębatki Eicotrack (podparcie dla płozy przekładni bocznej oraz przeniesienie napędu w parze koło-zębatka) rozdzielono między modułową zębatkę i prowadnik. Zębatka składająca się z kolejno ułożonych segmentów pełni funkcję przeniesienia napędu, a prowadnik stanowi jej obudowę i stanowi podporę dla przesuwającej się po nim płozy wchodzącej w skład przekładni bocznej.

2.1. Zębatka

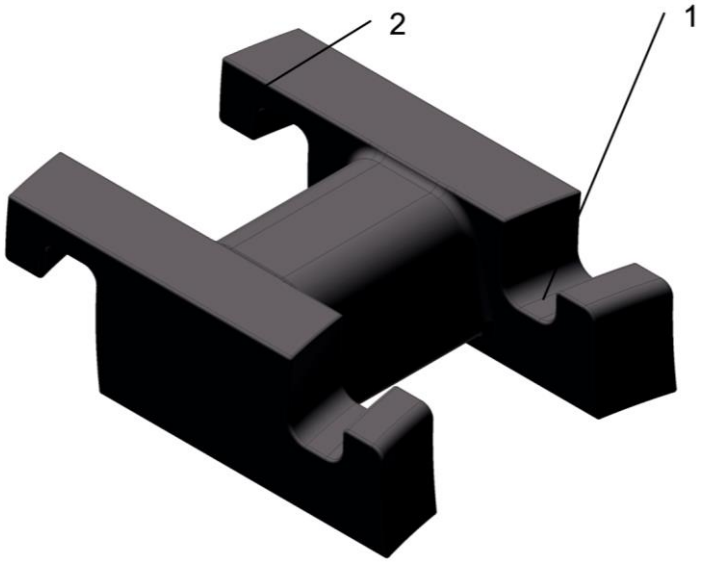
Zębatka wraz z kołem stanowi efektywny element systemu posuwu, odpowiedzialny za przeniesienie napędu i posuw kombajnu. Zębatkę tworzą kolejno ułożone, jednakowe segmenty. Zawiera ona jeden ząb i dwie symetryczne, względem osi wzdłużnej zębatki, ściany boczne. Każda ze ścian posiada bieżnie o kształcie sferycznym, usytuowane na współpracujących ze sobą powierzchniach kolejnych segmentów zębatki.

Ściany boczne segmentu zębatki zakończone są z dwóch stron zaczepami oraz gniazdami na zaczepy sąsiednich segmentów zębatki. Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono model 3D segmentu zębatki systemu posuwu Flextrack.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Model 3D segmentu zębatki widok izometryczny – czołowy:
1 - ząb zębatki; 2 - listwy boczne [5]



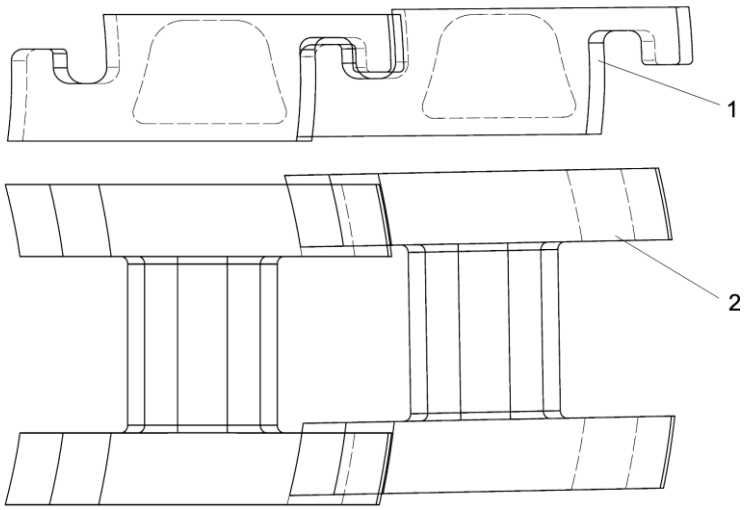
Rys.3. Model 3D segmentu zębatki widok izometryczny – tylni:
1 - gniazda; 2 - zaczepy [5]

Innowacyjną cechą systemu posuwu Flextrack jest zębatka zawierająca tylko jeden ząb, który zapewnia, poprawną współpracę z kołem napędowym.

Elementy składowe, współpracujące poprzez sferyczne bieżnie z sąsiednimi elementami, ustalają wzajemne położenie, nie zmieniając podziałki między zębami. Zapewnia to prawidłową pracę pary ciernej koło napędowe -

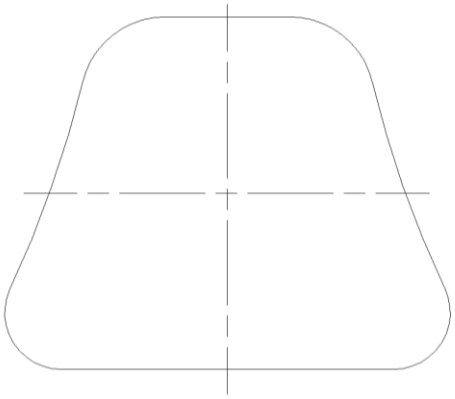
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zębatka. Kolejno ułożone elementy zębatki umożliwiają poprzeczną oraz wzdłużną współpracę i pokonywanie przegięć trasy przenośnika w kierunku pionowym i poziomym (rys. 4). Segmenty zębatki montowane w specjalnie przygotowanej konstrukcji prowadnika, zapewni niezbędny luz roboczy i pozwoli na pokonanie przegięć zębatki.



Rys.4. Wzdłużne i poprzeczne wygięcia segmentów zębatki systemu Flextrack: *1 – pionowy kierunek pochylenia zębatki; 2 - poziomy kierunek pochylenia zębatki* [5]

Ząb zębatki ma kształt trapezowy, o wklęsłej, walcowej powierzchni bocznej, której promień jest większy o 5% od największego promienia krzywizny zarysu zęba koła napędowego. Zarys flanki zęba przedstawiono na rysunku 5. Jest on połączeniem usytuowanych na narożach zęba górnej i dolnej powierzchni wypukłej oraz łączącej je, centralnej powierzchni wklęsłej, współpracującej z zębem koła zębatego.



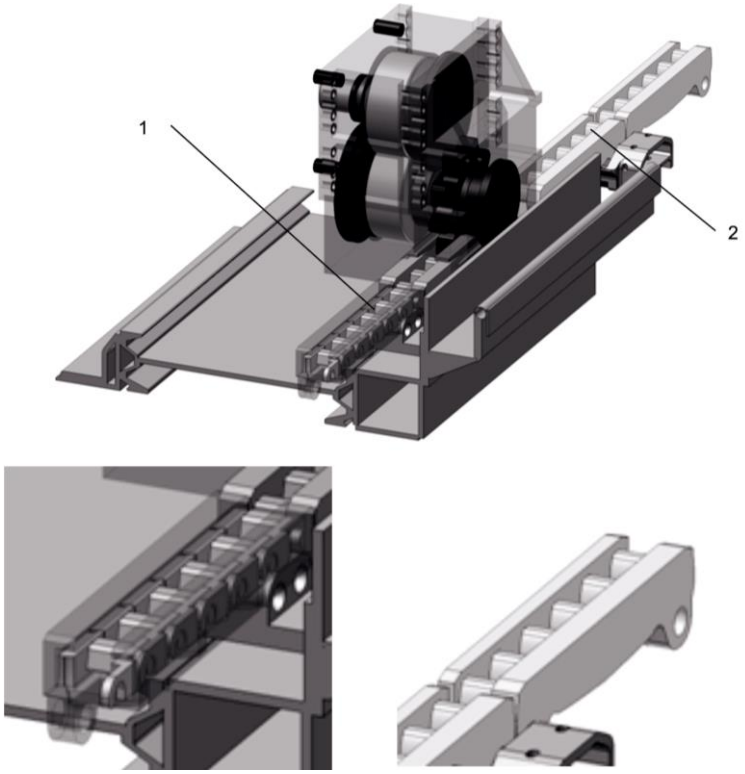
Rys.5. Zarys flanki zębatki [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rozwiązanie takie powoduje, że pracująca para koła napędowego oraz zębatki generuje znacząco mniejsze naprężenia, liczone wg Hertza. W ten sposób ograniczono naprężenia przekraczające 2500 MPa, występujące na powierzchni flanki koła, w momencie współpracy z efektywną powierzchnią ewolwentową, z zębatką Eicotrack, do poziomu 1500 MPa, w przypadku współpracy z zębatką Flextrack. Znaczące obniżenie wartości naprężeń dociskowych przy zastosowaniu systemu Flextrack, w stosunku do istniejących rozwiązań, pozwoli na zmniejszenie zużycia koła napędowego oraz ograniczy czas serwisowy kombajnu ścianowego.

2.2. Prowadnik

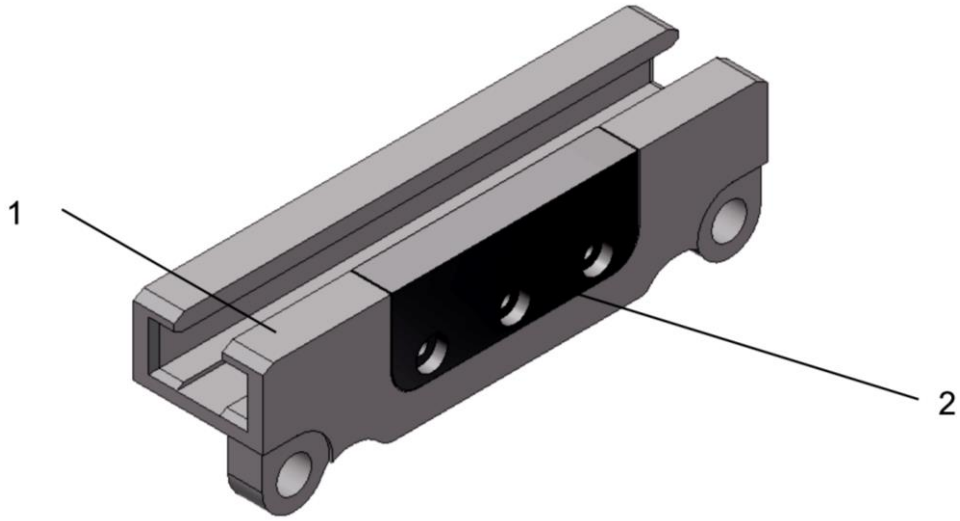
Prowadnik w systemie posuwu Flextrack pełni dwie funkcje. Pierwsza to zapewnienie podparcia dla płozy przekładni bocznej kombajnu, przenoszącej na górną powierzchnię prowadnika składową siły ciężkości kombajnu. Prowadnik pełni również funkcję obudowy umieszczonych w niej segmentów zębatki. Na rysunku 6 przedstawiono przekładnię boczną kombajnu z zamontowaną na rynnie przenośnika zębatką Eicotrack oraz prowadnik, z umieszczonymi wewnątrz zębatkami systemu Flextrack.



Rys.6. Model współpracy przekładni bocznej kombajnu z system Eicotrack i Flextrack: *1 – System posuwu Flextrack; 2 – System posuwu Eicotrack* [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Technologia montażu i demontażu segmentów zębatki w prowadniku wymusiła podzielenie prowadnika na dwa elementy, składane ze sobą oraz zastosowanie prowadnika jednoelementowego, z przykręcaną zaślepką. Na rysunkach 7 i 8 przedstawiono wariantowe rozwiązania prowadnika. Wariant I (rys. 7) ma charakter jednoelementowy, z oknem rewizyjnym zamykanym przykręcaną zaślepką. Wariant II (rys. 8) to podzielony prowadnik na dwa niezależne elementy, z których pierwszy element główny, na którym umieszczone zostaną zębatki oraz element pomocniczy zamykający przestrzeń montażową prowadnika



Rys.7. Wariant I. Prowadnik jednoelementowy z otworem rewizyjnym:
1 - element główny; 2 - element pomocniczy [5]

Rys.8. Wariant II. Prowadnik dzielony z oparciem wzajemnym elementów:
1 - element główny; 2 - element pomocniczy [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Technologia odlewania elementów systemu Flextrack

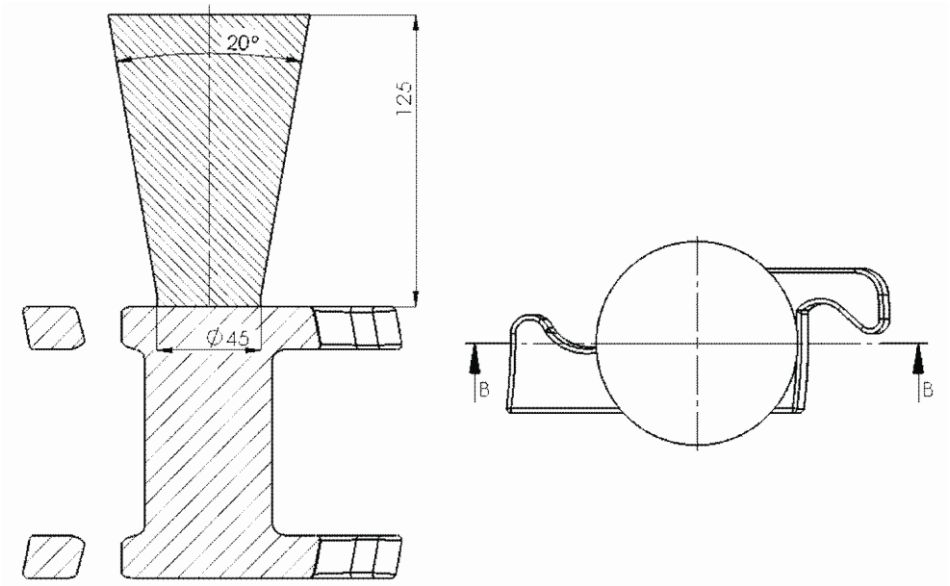
Technologia precyzyjnego odlewania wykorzystuje model z łatwo-topliwego materiału, który pokrywa się powłoką z naprzemiennie nakładanych na model warstw spoiwa i masy ceramicznej. Otrzymana w ten sposób samonośna powłoka pod wpływem gorącego powietrza lub pary wodnej powoduje wytopienie modelu, i uzyskuje się wnękę formy gotową do zalania ciekłym metalem [1].

Proponowana technologia stosowana jest w produkcji seryjnej, gdy wymagana jest wysoka dokładność wymiarowa i odpowiednia jakość powierzchni [4]. Konieczność uzyskania bardzo dużej dokładności współpracujących powierzchni styku bieżni kulistych wymaga zastosowania ww. technologii odlewania. Dodatkowym kryterium jej wyboru jest możliwość uzyskania złożonych kształtów, co ma szczególne znaczenie przy modelowaniu powierzchni styku i flanki zęba.

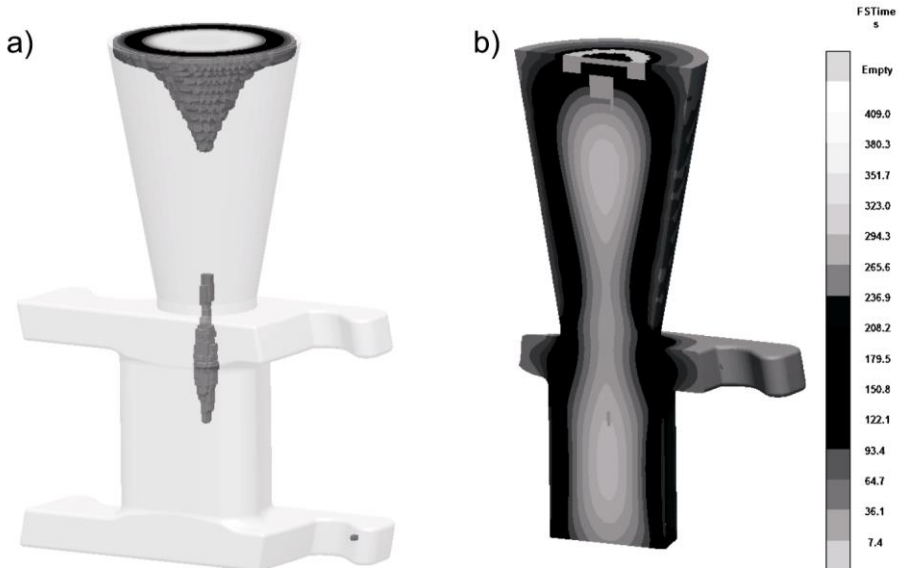
Masa wytypowanego do wykonania modelu zębatki wynosi około 4 kg. Ze względu na jego gabaryty i formę monolitu, będącego węzłem cieplnym w obszarze zęba, przyjęto możliwość zasilenia tylko jednego modelu, przy wlewie umieszczonym kontaktowo tak, aby zapewnić możliwie kierunkowe krzepnięcie odlewu. Zaproponowano dwie koncepcje zasilania odlewu zębatki: 1 – poprzez umieszczenie nadlewu na bocznej powierzchni odlewu, 2 – umieszczenie nadlewu na dolnej części zęba, tam gdzie jakość powierzchni nie ma dużego znaczenia. W obydwu przypadkach odcięcie nadlewu i zaczyszczenie powierzchni powinno być łatwe i jak najmniej pracochłonne. Model zęba zębatki, wraz z układem wlewowym, umieszczonym na bocznej powierzchni zębatki, zaprezentowano na rysunku 9.

Zaproponowana technologia odlewania zębatki zakładała wysokość nadlewu od 80 mm, przy masie około 1,4 kg, do 125 mm, przy masie całkowitej nadlewu wynoszącej prawie 3,5 kg. Ostateczna masa całkowita zestawu wynosić będzie ponad 7,5 kg. Masa nadlewu stanowić będzie zatem ponad 45% masy całego zestawu modelowego. Analiza numeryczna odlewania odlewu zębatki, według założonej koncepcji, wykazała brak pełnego zasilenia i możliwość występowania jamy skurczowej pod nadlewem (rys. 10), która sięga do połowy wysokości analizowanego odlewu zębatki. Zwiększanie wysokości nadlewu od 80 mm (dla wersji pierwszej zakładanej technologii) do 125 mm, nie przyniosło poprawy zasilania. Zadecydowano więc, że rozważana technologia, pomimo możliwości łatwego odcięcia nadlewu, nie będzie w dalszym ciągu rozwijana.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



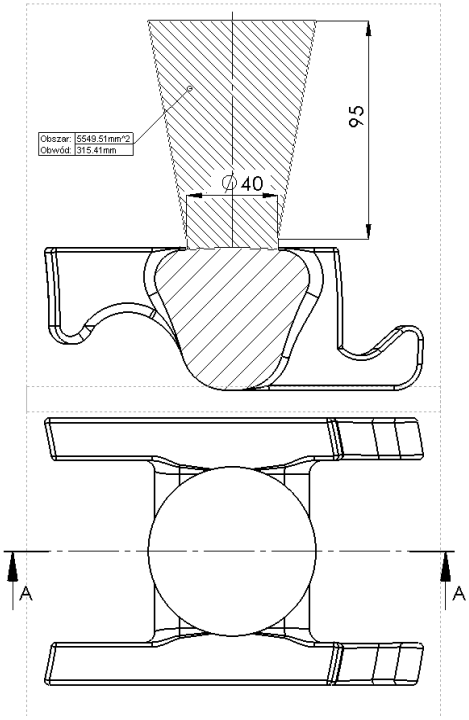
Rys.9. Technologia 1 – nadlew na powierzchni bocznej zębatki [6]



Rys. 10. Rozkład porowatości (a) oraz udziału fazy ciekłej (b) w odlewie zębatki [6]

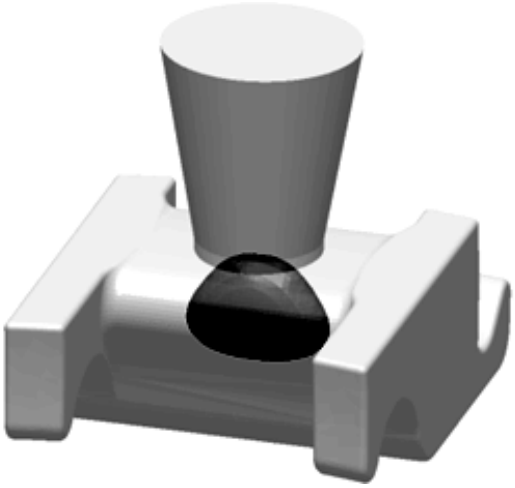
Na podstawie przeprowadzonych analiz zalewania, przygotowano drugą wersję technologii odlewania, gdzie zamodelowano nadlew na dolnej powierzchni zęba, przy poziomym sposobie odlewania zębatki (rys. 11).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.11. Technologia 2 – nadlew na powierzchni dolnej zęba [6]

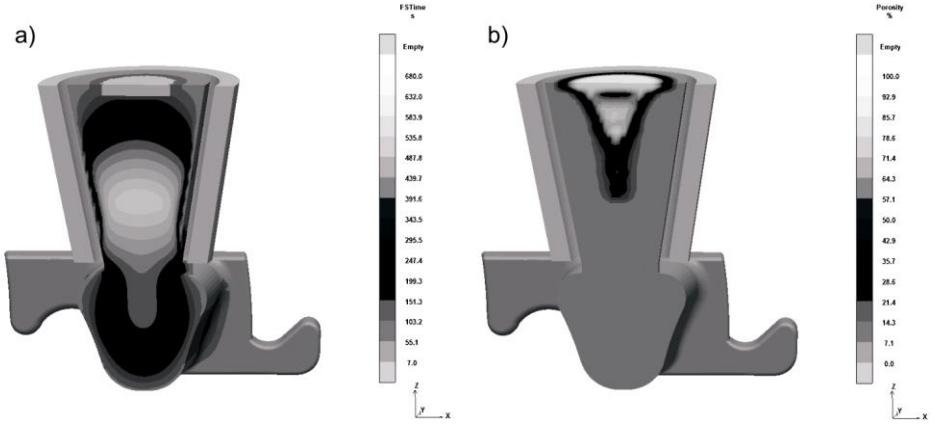
Dla przyjętej technologii odlewania, w pierwszej wersji, przewidziano wysokość nadlewu wynoszącą 65 mm. Symulacja rozkładu naprężeń przy tej wysokości wykazała możliwość występowania porowatości w obszarze zęba, co ze względu na warunki pracy dyskretyzuje taki model (rys. 12).



Rys.12. Szacowany obszar występowania porowatości skurczowej dla nadlewu 65 mm [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Ze względu na pożądaną jakość powierzchni odlewu zębatki oraz konieczność przenoszenia przez konstrukcję dużych obciążeń, otrzymanie odlewu pozbawionego porowatości jest kluczowe dla zapewnienia jego prawidłowej eksploatacji [3]. Zwiększenie wysokości nadlewu do 95 mm spowodowało przemieszczenie obszaru szacowanej jamy skurczowej do wnętrza nalewu, eliminując tym samym możliwość otrzymania wadliwego odlewu. Poprzez podwyższenie nadlewu zwiększono jego masę z 1,1 kg, dla wysokości 65 mm, do 2 kg, dla wysokości 95 mm. Szacunkowy rozkład udziału fazy ciekłej w cyklu krzepnięcia przedstawiono na rysunku 13a, natomiast lokalizację jamy skurczowej i jej oczekiwaną wielkość, przy założonej technologii odlewania, zaprezentowano na rysunku 13b.



Rys.13. Szacowany rozkład udziału fazy ciekłej (a) oraz porowatości (b) w odlewie zębatki, przy drugiej wersji technologii odlewania [6]

4. Podsumowanie

Innowacyjne rozwiązanie systemu posuwu Flextrack różni się od systemu Eicotrack redukcją naprężeń powierzchniowych Hertza o około 1000 MPa. System Flextrack eliminuje również zaburzenie podziałki występujące między skrajnymi zębami zębatki Eicotrack. Wdrożenie systemu posuwu pozwoli na zredukowanie kosztów produkcji części zamiennych maszyny (kół napędowych) oraz jej serwisowania wynikających z częstych awarii.

Zwiększone zostanie również bezpieczeństwo pracowników wynikające z ograniczenia prac serwisowych w trudnych warunkach, zwłaszcza przy prowadzeniu urabiania w ścianach niskich.

Przeprowadzone symulacje numeryczne wykonania odlewu zębatki z wykorzystaniem technologii odlewania precyzyjnego wykazały możliwość odlewania tylko jednego elementu tak, aby nie zwiększać nadmiernie masy zestawu oraz zapewnić kierunkowe krzepnięcie. Wyniki symulacji potwierdziły

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

możliwość otrzymania odlewu pozbawionego wad i zapewniającego jednocześnie zakładane warunki jakości powierzchni bieżni kulistych oraz flanki zęba. Zaproponowana technologia odlewania, w przypadku produkcji seryjnej lub wielkoseryjnej, powinna również gwarantować obniżony koszt jednostkowy odlewu zębatki.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwa pracy w kompleksach ścianowych" (akronim FLEXTRACK, umowa nr PBS1/B2/5/2012), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. ASM Handbook, vol. 15 Casting, ASM International, 1998.
2. Giza T, Mann R.: Wpływ zużycia zębów koła napędowego i zmiany podziałki na charakter zazębienia i prędkości posuwu kombajnu, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2005.
3. Gwiżdż A., Pysz S., Dworak P.: MAGMAsoft simulation applied in verification of technology to produce new range alloy steel castings, Archives of Foundry Engineering, vol 10/3, 2010.
4. Karwiński A.: Metody badań właściwości formy ceramicznej wykonanej według metody wytapianych modeli. Sympozjum: „Najnowsze rozwiązania technologiczne i materiałowe w procesie wytwarzania odlewów precyzyjnych”. Instytut Odlewnictwa, Kraków 1995.
5. Mazurkiewicz A., Zachura A.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - zadanie 1. Opracowanie wariantowych rozwiązań innowacyjnego systemu posuwu maszyny wydobywczej, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
6. Pysz S., Żuczek R.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - zadanie 4. Dostosowanie konstrukcji opracowanego systemu posuwu maszyny wydobywczej do możliwości jego wytwarzania za pomocą technologii odlewniczych, Instytut Odlewnictwa, Kraków 2014 (materiały nie publikowane).
7. Sikora W.: Obciążenia dynamiczne w układach ciągnienia wysoko wydajnych kombajnów ścianowych, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2005.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dynamiczny system napinania taśmy w podziemnym przenośniku taśmowym z zastosowaniem bębna sprężynowego

Przemysław Wilusz, Leszek Bydłoń – KOPEX Machinery S.A.

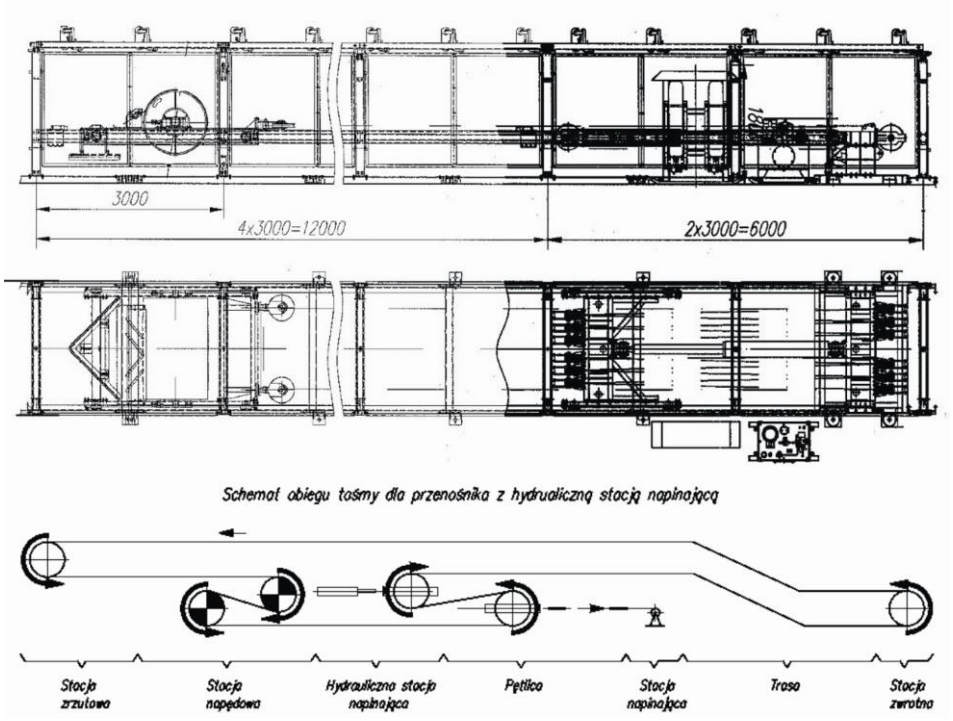
1. Wprowadzenie

Jednym z podstawowych czynników wpływających na poprawną, bezawaryjną i długą pracę przenośnika taśmowego jest rodzaj zastosowanego w nim systemu napinania taśmy. System napinania taśmy wpływa przede wszystkim na ograniczenie zagrożeń pochodzących od możliwości zapalenia się taśmy, jak i okładziny bębna napędowego, w skutek powstania jej poślizgu. Wpływa również bezpośrednio na żywotność taśmy oraz współpracujących z nią bębnów i krążników. W przenośnikach pracujących w podziemnych wyrobiskach górniczych często napotykanym problemem jest brak wystarczającej przestrzeni na zabudowę ciężarowych układów napinania, które przez wielu specjalistów z branży przenośnikowej, uznawane są za najlepsze ze stosowanych rozwiązań.

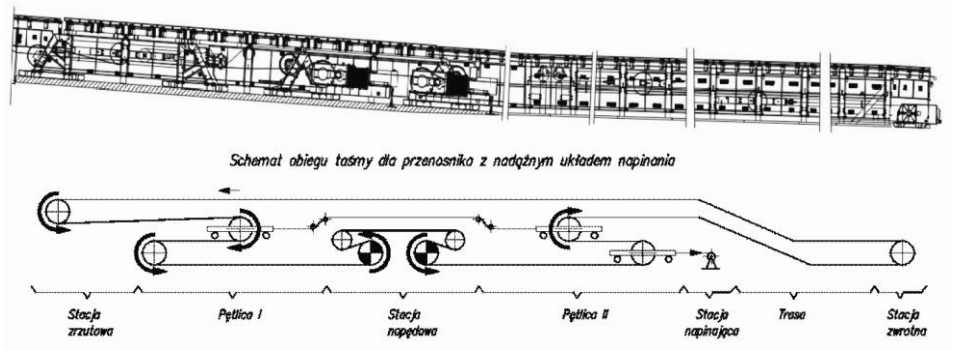
W zależności od charakteru pracy taśmociągu, oraz dynamicznie zmieniającej się ilości materiału nadawanego na przenośnik, taśma transportowa ulega sprężystym oraz trwałym odkształceniom. Efekt ten widoczny jest przede wszystkim w długich przenośnikach (powyżej 400 m), często również nachylonych mocno w dół (powyżej -3°). Dla zapewnienia właściwego napięcia w taśmie przenośnika oraz wybierania jej odkształceń sprężystych i trwałych niezbędne jest zastosowanie układu napinania, reagującego automatycznie na zmieniające się warunki pracy przenośnika. Zadaniem takiego układu jest zapewnienie optymalnej siły napinania, oraz uzyskanie właściwego sprzężenia ciernego pomiędzy taśmą a bębnami napędowymi, niezależnie od rodzaju pracy urządzenia. Stosowane obecnie rozwiązania układów automatycznej kompensacji sprężystych oraz trwałych wydłużeń taśmy w transporcie podziemnym, polegają na zastosowaniu hydraulicznej stacji napinającej (rys. 1) lub systemu napinania nadążnego (rys. 2).

Ze względu na swoją budowę wyżej wymienione układy sprawiają wiele problemów w trakcie montażu, obsługi i eksploatacji, nie wspominając już o poziomie ich niezawodności. W związku z powyższym w firmie Kopex Machinery opracowano nowy system dynamicznego napinania taśmy, polegający na wykorzystaniu bębna sprężynowego, oraz elektrycznej stacji napinającej.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. System napinania z hydrauliczną stacją napinającą
[źródło: opracowanie własne]



Rys.2. Nadążny system napinania taśmy [źródło: opracowanie własne]

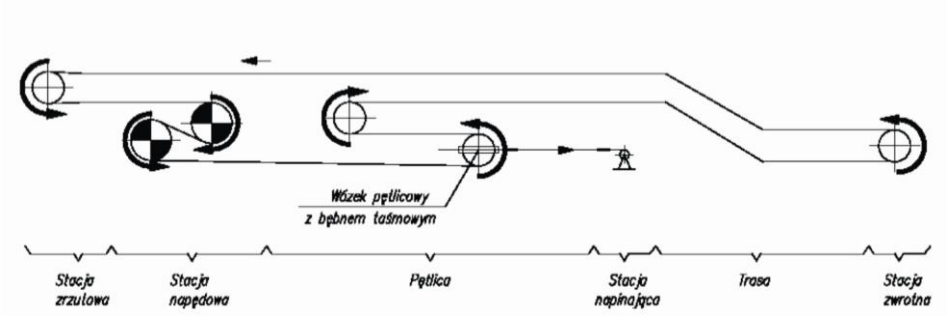
2. Opis budowy oraz zasady działania układu dynamicznego

Budowa układu dynamicznego jest pewnego rodzaju modyfikacją wykonania sztywnego pętlicowego zespołu napinającego (rys. 3).

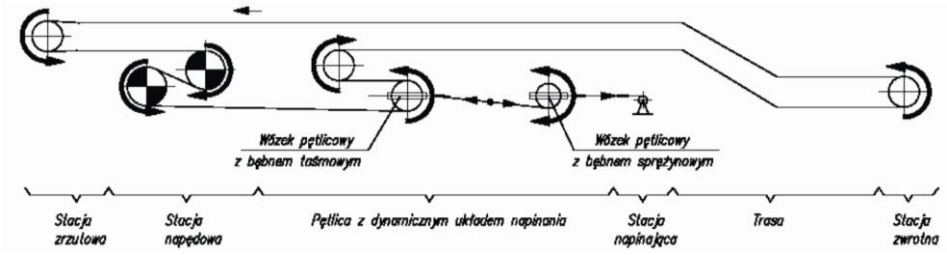
Owa modyfikacja (rys. 4) polega na zainstalowaniu, pomiędzy wózek z bębnem taśmowym a stacją napinającą, wózka z bębnem sprężynowym o śre-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

dnicy Ø520 mm, który odpowiedzialny jest przede wszystkim za wybieranie odkształceń sprężystych taśmy.



Rys.3. Schemat obiegu taśmy dla przenośnika ze sztywnym, pętlicowym układem napinania [źródło: opracowanie własne]



Rys.4. Schemat obiegu taśmy dla przenośnika z dynamicznym układem napinania [źródło: opracowanie własne]

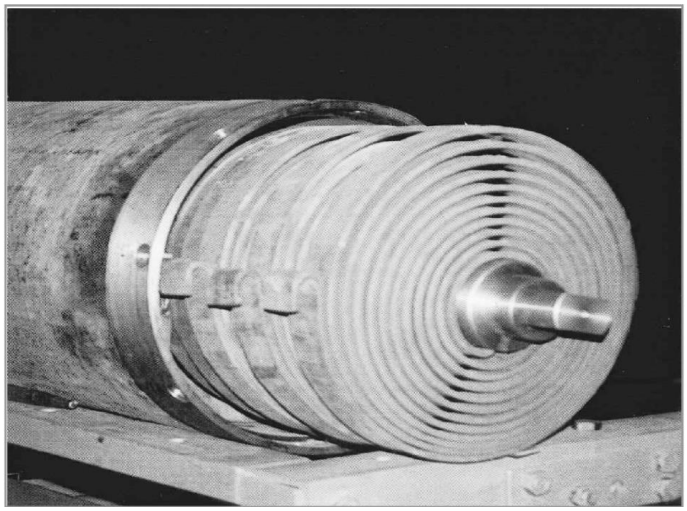
W omawianej konstrukcji wózek z bębnem taśmowym połączony jest za pomocą łańcucha, bądź liny z płaszczem bębna sprężynowego, zamontowanego również na przesuwnym wózku pętlicowym, połączonym za pomocą układu olinowania z elektryczną stacją napinającą. Stacja napinająca wykorzystywana jest do wstępnego napięcia układu, oraz wybierania trwałych wydłużeń taśmy o wartości powyżej 3 m.

Podczas nieustalonej pracy urządzenia, wywołanej rozruchem, hamowaniem bądź zmianą ilości nadawanego materiału, taśma dolna na wyjściu z bębna napędowego zmienia swoją długość, która dzięki zastosowaniu bębna sprężynowego (w wyniku obrotu jego płaszcza) jest aktywnie wybierana lub oddawana, czego skutkiem jest samoczynna zmiana położenia wózka z bębnem taśmowym. Przy pracy ustalonej przenośnika, zarówno bęben taśmowy, jak i bęben sprężynowy pozostają w tych samych położeniach. Wstępne napięcie bębna sprężynowego odbywa się poprzez ciągnięcie jego wózka w kierunku i przy użyciu stacji napinającej.

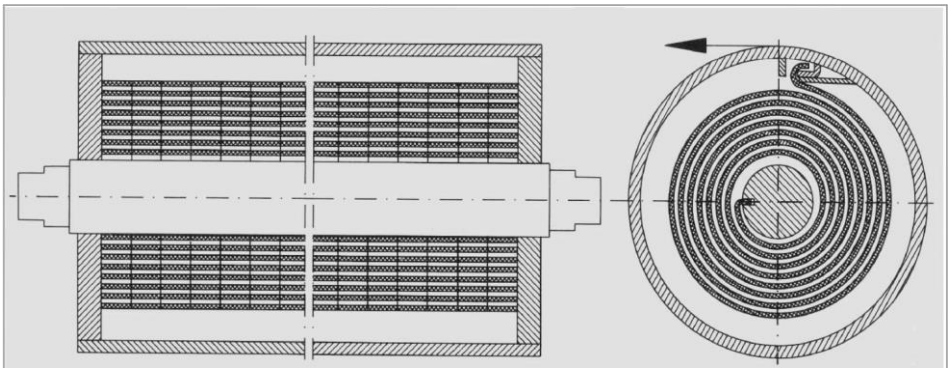
Sercem całego układu dynamicznego napinania jest bęben sprężynowy, który wewnątrz swojego płaszcza posiada zamontowane sprężyny spiralne (rys. 5 i 6), wywołujące siłę napinania dynamicznego, w zależności od zmiany

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

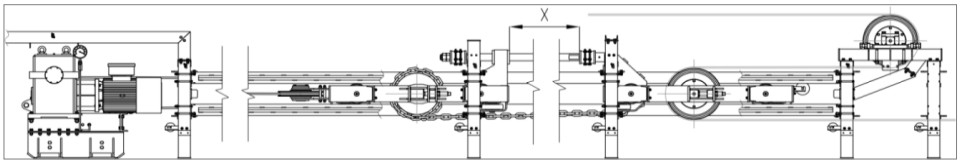
rozstawu wózków pętlicowych „x” (rys. 7). Dla bębna sprężynowego współpracującego z taśmą o szerokości 1000 mm, maksymalna siła generowana przez sprężyny bębna wynosi 70 kN, co odpowiada rozstawowi wózków pętlicowych wynoszącemu 3,0 m (wykres – rys. 8). Funkcję zabezpieczenia bębna przed przeciążeniem oraz ewentualnej amortyzacji zderzania się wózków, pełnią dodatkowe prowadnice z gumowymi odbojnicami, ograniczające możliwość rozstawu wózków w zakresie od 0 do 3m (rys. 9 poz. 1).



Rys.5. Widok bębna sprężynowego [źródło: opracowanie własne]

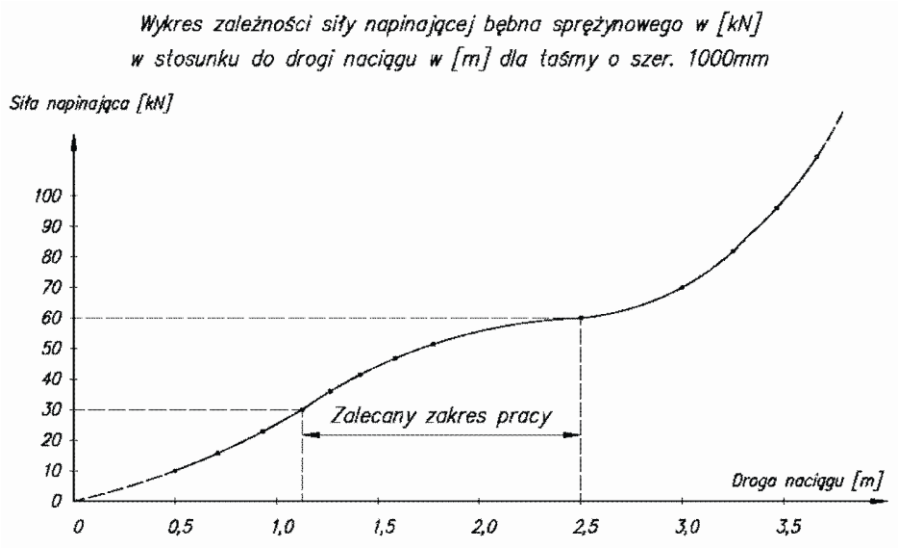


Rys.6. Schemat bębna sprężynowego [źródło: opracowanie własne]

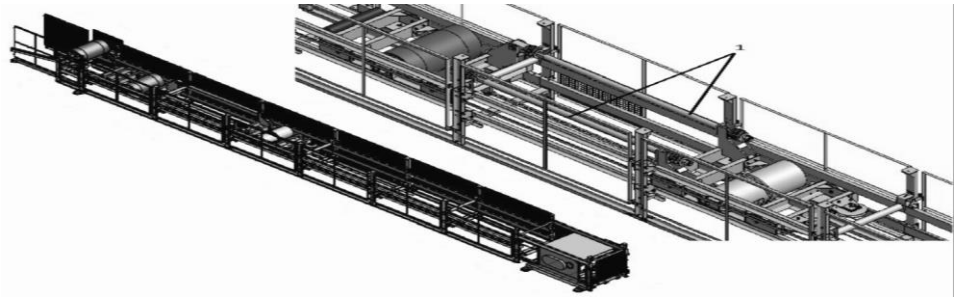


Rys.7. Rozwiązanie konstrukcyjne z zastosowaniem bębna sprężynowego [źródło: opracowanie własne]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.8. Wykres siły napinającej bębna sprężynowego [źródło: opracowanie własne]



Rys.9. Przykładowy model zastosowania bębna sprężynowego w przenośnikach taśmowych [źródło: opracowanie własne]

3. Instalacje pracujące z dynamicznymi układami napinania

Prezentowany układ został zainstalowany w sześciu dołowych przenośnikach taśmowych, o szerokości taśmy 1000 mm, dostarczonych w latach 2012 r. – 2014 r. do podziemnej kopalni węgla kamiennego w Argentynie. Rozwiązanie z dynamicznym układem napinania może być stosowane również dla przenośników taśmowych o szerokości taśmy 1200 mm. Przedmiotowe ograniczenie wynika z możliwości technologicznych wyprodukowania bębna sprężynowego, generującego odpowiednią siłę napinania, w zależności od ilości zainstalowanych w jego konstrukcji sprężyn. Przenośniki, o których wyżej mowa, spełniają wymagania dotyczące urządzeń grupy I kategorii M2 i są odpowiednie do użytkowania w podziemiach kopalń i w częściach ich instalacji powierzchniowych, w których prawdopodobne jest występowanie zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Charakterystyka techniczna wyprodukowanych urządzeń z dynamicznym układem napinania

Tabela 1

Długość przenośnika	1200 m
Szerokość taśmy	1000 mm
Prędkość taśmy	3,15 m/s
Moc napędu	500 kW (2x250 kW)
Napięcie zasilana	1100 V
Wydajność	1500 t/h
Moc wciągarki	15 kW

Charakterystyka zainstalowanej stacji napinającej

Tabela 2

Wyszczególnienie	Wielkość	
Siła ciągu dwóch lin	znamionowa	80 kN
	maksymalna	118 kN
	minimalna	88 kN
Prędkość liny	0,13-0,17 m/s	
Moc napędu	15 kW	
Napięcie zasilana	1100 V	
Pojemność bębna	340 m	
Średnica liny	16 mm	

4. Podsumowanie

Zastosowanie dynamicznego układu napinania niesie za sobą wiele korzyści, do których należą:

- prostota układu,
- niezawodność w działaniu, brak awaryjnej hydrauliki,
- łatwość montażu i obsługi, szczególnie w odniesieniu do stosowanych układów hydraulicznych,
- zwiększenie trwałości taśmy, bębnów, krążników,
- niższa cena w stosunku do hydraulicznych systemów napinania,
- łatwość zastosowania w istniejących i pracujących już systemach napinania pętlicowego,
- bardzo duża trwałość bębna sprężynowego,
- podwójne zabezpieczenie przed uszkodzeniem – możliwość pracy nawet przy uszkodzeniu sprężyn bębna,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- brak konieczności doprowadzenia dodatkowego zasilania,
- małe gabaryty.

Literatura

1. Antoniak J.: Przenośniki taśmowe w górnictwie podziemnym i odkrywkowym.
2. Żur T.: Urządzenia Transportowe w Górnictwie - Część II - Transport Taśmowy.
3. Goździecki M., Świątkiewicz H: Przenośniki.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wspomaganie procesu konfiguracji i oceny środków pomocniczego transportu kopalnianego przy użyciu systemu STD

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz, Kamil Szewerda – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Opracowany w Instytucie Techniki Górniczej system wspomagania transportu kopalnianego STD (ang. *Safe Trans Design*) stanowi formę unifikacji i standaryzacji podczas planowania i tworzenia dokumentacji górniczych, podziemnych układów transportu [6, 7, 8]. Coraz szersze stosowanie kolejek podwieszonych w polskich kopalniach węgla kamiennego, wynika z ciągłego zwiększania długości tras. Większa ilość środków transportu, tj. kolejek podwieszonych wymaga usprawnienia działań podczas wariantowania i oceny ich konfiguracji. Właściwe wykorzystanie rozbudowanych parków maszynowych w transporcie podziemnym wymusza odpowiedni dobór komponentów zespołu transportowego: ciągnika, wózków hamulcowych czy zestawów nośnych, do określonych warunków prowadzenia transportu. Warunki te w przypadku transportu podwieszonego określone są przez: nachylenie trasy, długość, profil i typ szyn (z listwą lub bez listwy zębatej) oraz nośność zawiesi. W niniejszej monografii przedstawiono najnowszą wersję systemu STD (2.0).

2. Ogólna charakterystyka systemu STD 2.0

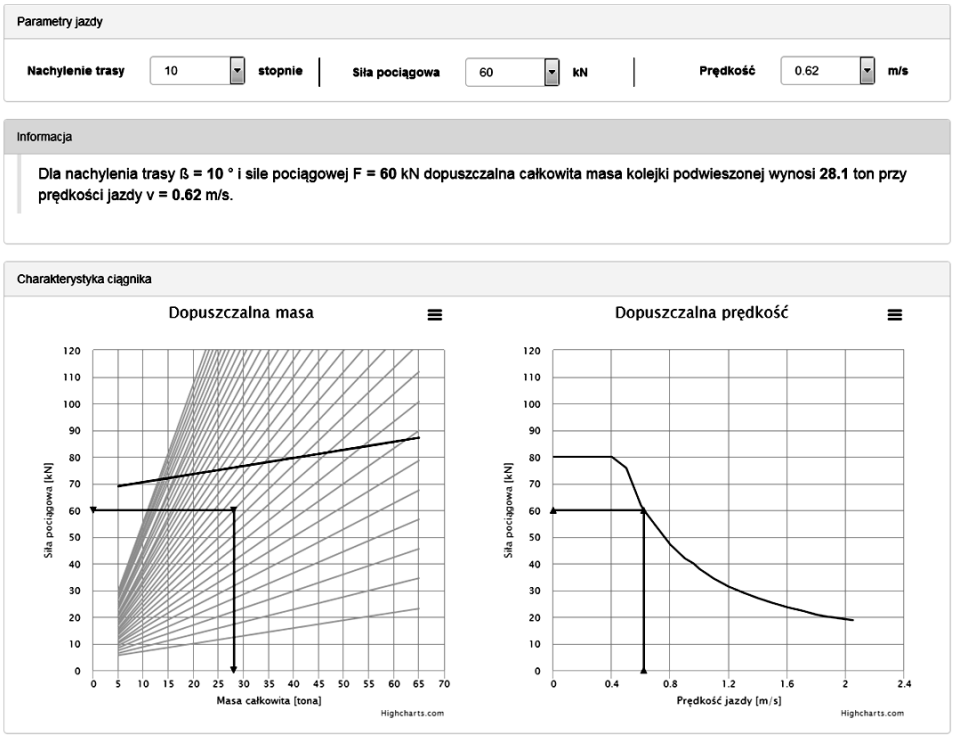
W nowej wersji systemu zmodyfikowano interfejs użytkownika konfiguratora kolejek podwieszonych i modułu oceny i raportowania (dawniej moduł obliczeń trakcyjnych). Wprowadzono moduł analizy kolizyjności 2D. Opracowano koncepcję modułu analiz dynamicznych i jego integracji z systemem STD. Obecnie system jest szybszy, co umożliwi jego sprawne uruchamianie i działanie na urządzeniach mobilnych. Dostęp do modułów jest zdalny – system umiejscowiony jest na serwerze, z którym, za pomocą stacji roboczych, łączą się uprawnieni użytkownicy.

2.1. Konfigurator kolejek podwieszonych

Konfigurator kolejek podwieszonych umożliwia przygotowanie danych wejściowych do modułu oceny i raportowania. Dane te obejmują parametry: ciągników, wózków hamulcowych, zestawów nośnych i wciągników, dla przyjętych warunków prowadzenia transportu. Konfigurowanie ciągnika możliwe jest po wprowadzeniu następujących danych: typ kabiny, liczba i rodzaj napędów, typ części maszynowej oraz typ jednostki pomocniczej.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wózki hamulcowe dobierane są ze względu na wartość statycznej siły hamownia oraz układu, w którym mogą być użytkowane. Dobór zestawów nośnych i wciągników wymaga podania przez użytkownika danych trasy, tj. profilu szyny i jej maksymalnej długości oraz nośności złączy [8]. Przykładowe charakterystyki trakcyjne w postaci graficznej, dla zadanych parametrów trasy, widoczne podczas doboru ciągnika, przedstawiono na rysunku 1.

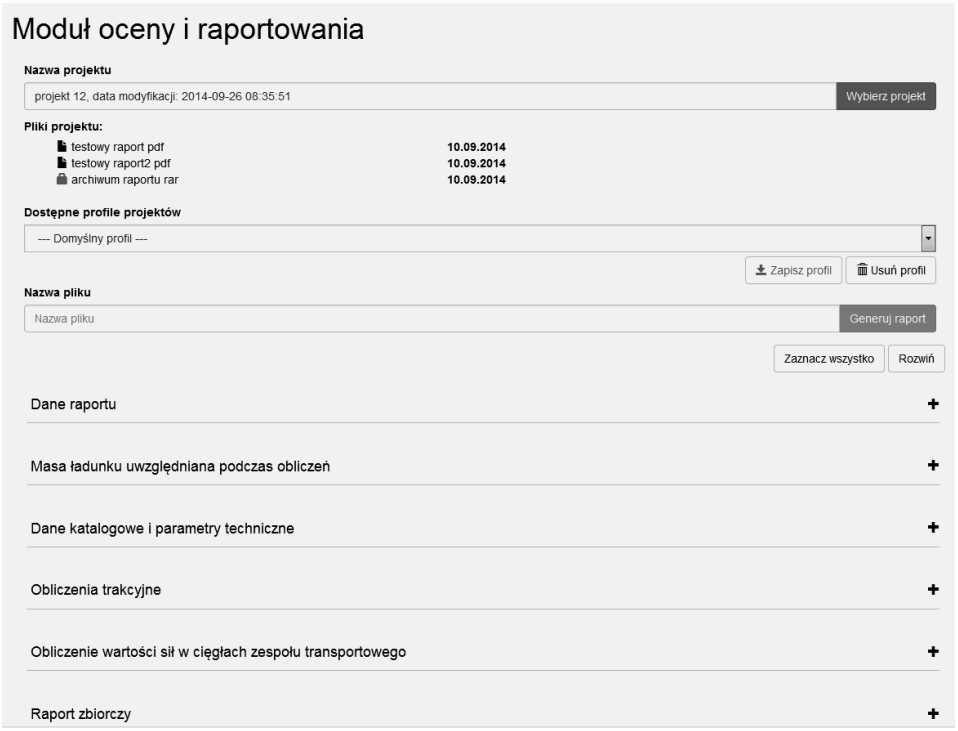


Rys.1. Przykładowe charakterystyki trakcyjne ciągnika, dla zadanych parametrów trasy [nie publikowane]

2.2. Moduł oceny i raportowania

Prowadzenie obliczeń trakcyjnych jest obowiązkowe i wynika z przepisów prawa [4]. Konfiguracja kolejki podwieszonej utworzona w konfiguratorze, jest zapisywana w bazie danych, w postaci projektu. Moduł oceny i raportowania wykonuje obliczenia umożliwiające jej ocenę, w świetle określonych warunków przyszłego prowadzenia transportu. Wyniki obliczeń są zapisywane w postaci pliku raportu. Widok okna dialogowego modułu oceny i raportowania systemu STD 2.0 przedstawiono na rysunku 2.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Widok okna dialogowego modułu oceny i raportowania

Struktura raportu jest modyfikowalna. Użytkownik ma możliwość utworzenia raportu, zawierającego jeden lub kilka wyników obliczeń oraz dokonania zmiany kolejności ich występowania w raporcie.

2.3. Moduł analizy kolizyjności 2D

Transport materiałów i przewóz osób w podziemnych wyrobiskach korytarzowych kopalni prowadzony jest z wykorzystaniem kopalnianej kolei podziemnej, kolejek spągowych oraz kolejek podwieszonych. Bezkolizyjny przejazd ładunku w czasie transportu uzależniony jest od odpowiedniego zaprojektowania trasy jezdnej oraz właściwego doboru zestawu transportowego. Zwiększające się gabaryty i masy transportowanych maszyn i urządzeń wymagają projektowania systemów transportowych w oparciu o analizy istniejących tras, pod względem możliwości wystąpienia kolizji z obudową wyrobisk korytarzowych oraz ich wyposażeniem, co wiąże się również z właściwym doborem zastosowanych urządzeń transportowych. Analizy kolizyjności można wykonać na etapie tworzenia projektu wyrobisk chodnikowych o przeznaczeniu transportowym (sprawdzenie przekrojów poprzecznych wyrobiska oraz lokalizacji trasy kolejki w wyrobisku) lub na etapie prowadzenia prac transportowych (uwzględnienie zmniejszających się przekrojów poprzecznych wyrobisk chodnikowych na skutek oddziaływania górotworu).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Obecnie analizy kolizyjności wykonuje się „ręcznie”, korzystając z dokumentacji dróg transportowych w formie papierowej lub elektronicznej, nanosząc na analizowanej trasie kolejki kolejne położenia urządzenia transportowego wraz z ładunkiem. Zadanie komplikuje się dodatkowo przy transporcie kolejką podwieszoną, gdzie urządzeniem transportowym jest modułowy zestaw nośny. W takim przypadku należy najpierw wyznaczyć kinematykę urządzenia transportowego w zadanych punktach trasy kolejki, a następnie dokonać orientacji transportowanego ładunku względem urządzenia transportowego, co jest zadaniem czasochłonnym i może powodować błędy w lokalizacji ładunku na trasie.

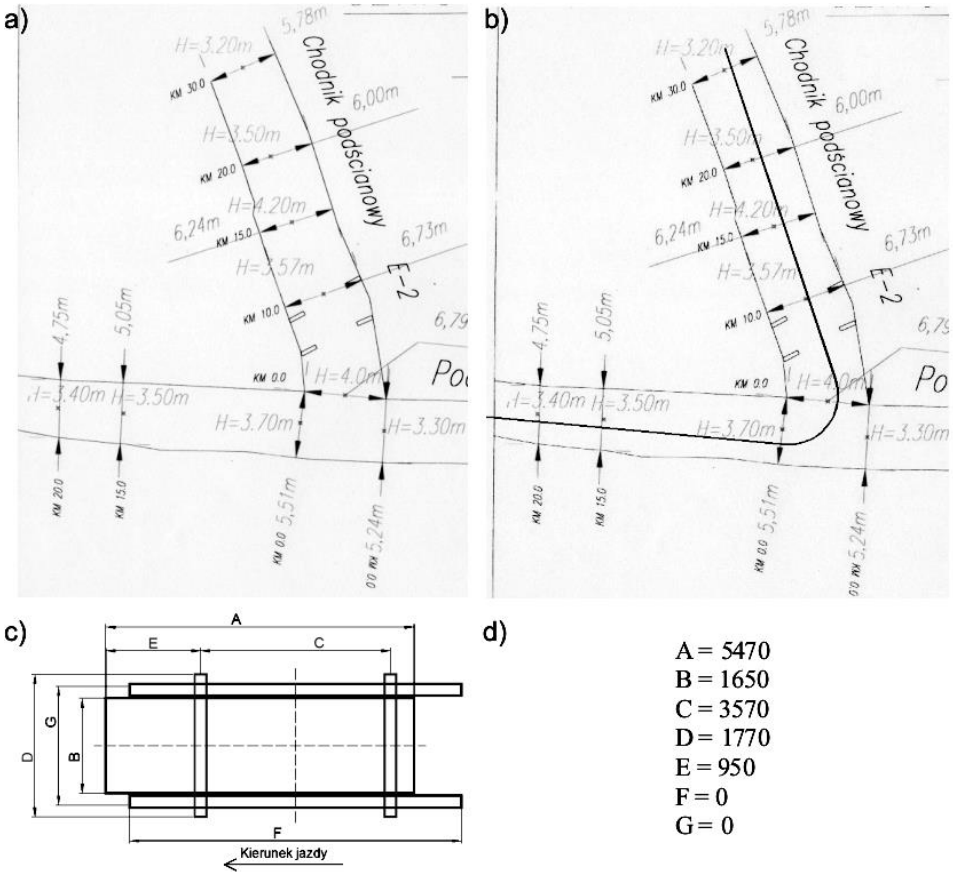
Moduł opracowano w celu usprawnienia procesu wykonywania analiz kolizyjności, skrócenia ich czasu, ujednolicenia formy specyfikacji danych wejściowych oraz formy otrzymywanych wyników końcowych [1, 2]. Wspomaga on projektanta w tworzeniu nowej lub weryfikacji istniejącej trasy systemu transportu. Podstawowe cechy funkcjonalne modułu analiz kolizyjności 2D są następujące:

- projekt systemu transportu oraz dokumentacja rysunkowa (w wersji papierowej lub elektronicznej), stanowią dane wejściowe,
- dane wejściowe wprowadzane są poprzez plik graficzny CAD oraz poprzez formularz internetowy, dostępny na stronie systemu STD,
- w celu uproszczenia procedury wprowadzania danych wejściowych, plik CAD zawiera tylko trasę kolejki oraz opcjonalnie zarys wyrobiska; wszystkie pozostałe dane wejściowe, niezbędne do przeprowadzenia analizy, wprowadzane są poprzez formularz internetowy,
- analizę kolizyjności podzielono na etapy; z każdego etapu zapisywane są pliki wynikowe: graficzne w formacie programu CAD oraz rastrowe w formacie JPG. Wyróżniono następujące etapy analizy kolizyjności:
  - ETAP 1 – początek symulacji – umiejscowienie zestawu transportowego (platforma transportowa lub modułowy zestaw nośny wraz z trawersami) wraz z ładunkiem na początku trasy,
  - ETAP 2 – przejazd zestawu transportowego wraz z ładunkiem po trasie, z zadanym krokiem symulacji – ślady urządzenia transportowego, trawers oraz ładunku,
  - ETAP 3 – obwiednia urządzenia transportowego (platformy transportowej), trawers oraz ładunku,
  - ETAP 4 – uwzględnienie wartości odstępów (przejść) ruchowych.

W przypadku prowadzenia transportu za pomocą kolejki podwieszonej, moduł analizy kolizyjności 2D umożliwia przeprowadzenie symulacji przejazdu urządzenia transportowego (zestawu nośnego oraz trawers poprzecznych i wzdłużnych), wraz z transportowanym ładunkiem, po wybranym fragmencie trasy kolejki (zakręty, skrzyżowania, rozwidlenia, proste odcinki trasy, na

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

których doszło do zmniejszenia się przekroju poprzecznego wyrobiska korytarzowego). W wyniku przeprowadzonej symulacji wyznaczane są: obwiednia ładunku, obwiednie trawers oraz obwiednie odstępów ruchowych dla ładunku oraz trawers, wynikające z przepisów [4].



Rys. 3. Przykładowe dane wejściowe dla analizy kolizyjności 2D dla transportu kolejką podwieszoną; *a) rzut sytuacyjny wyrobiska [3], b) zarys projektowanej trasy kolejki* [nie publikowana], *c), d) umiejscowienie transportowanego ładunku względem urządzenia transportowego* [nie publikowane]

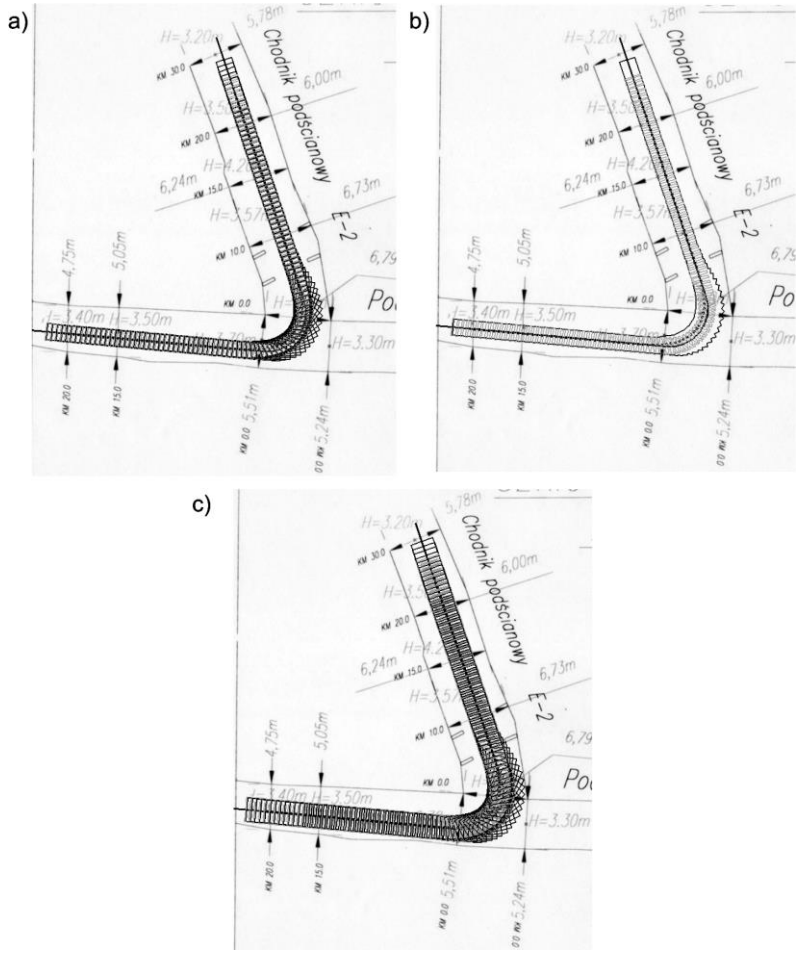
Na rysunku 3 przedstawiono przykładowe dane wejściowe do analizy kolizyjności 2D:

- rzut sytuacyjny wybranego fragmentu wyrobiska korytarzowego (rys. 3a),
- zarys projektowanej trasy kolejki podwieszonej(rys. 3b),
- transportowany ładunek – sekcja liniowa obudowy zmechanizowanej TAGOR-08/22-POz, o podziałce 1750 mm, masie 12860 kg i wymiarach transportowych w rzucie z góry 5470 x 1650 mm; transport sekcji odbywa się w całości,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- urządzenie transportowe - modułowy zestaw nośny FAMA MZN-300-160kN-h wraz z zestawem trawers poprzecznych P 11,5/1650,
- umiejscowienie transportowanego ładunku względem urządzenia transportowego (rys. 3c, d),
- krok symulacji = 500 mm,
- wielkość odstępów (przejść) ruchowych = 400 mm.

Na rysunku 4 przedstawiono wyniki analizy kolizyjności, dla przyjętych danych wejściowych.



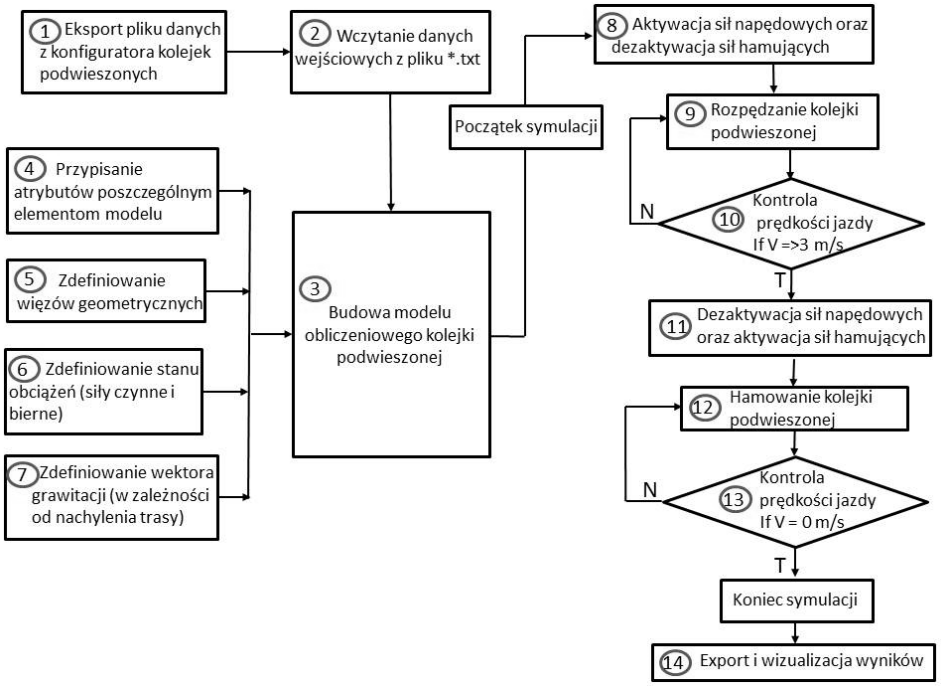
Rys.4. Przykładowe wyniki analizy kolizyjności 2D dla transportu kolejką podwieszoną [nie publikowane]; *a) ETAP 2 symulacji – ślady modelu trawers oraz ślady modelu transportowanego ładunku, powstałe w wyniku symulacji przejazdu, b) ETAP 3 symulacji – obwiednia trawers oraz obwiednia transportowanego ładunku, powstałe z połączenia odpowiednich śladów z ETAP-u 2 symulacji, c) ETAP 4 symulacji – ślady modelu trawers oraz ślady modelu transportowanego ładunku, powiększone o wielkość przejść (odstępów) ruchowych, powstałe w wyniku symulacji przejazdu*

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Uzyskane wyniki symulacji pozwoliły na stwierdzenie, że dla zaprojektowanej trasy kolejki możliwy jest bezkolizyjny przejazd z ładunkiem, z uwzględnieniem wielkości przejść (odstępów) ruchowych.

2.4. Koncepcja modułu analiz dynamicznych

Zadaniem modułu analiz dynamicznych jest wyznaczanie przeciążeń dynamicznych w cięgłach łączących poszczególne komponenty zespołu transportowego, zarówno w czasie jazdy, jak i podczas awaryjnego hamowania. Do przeprowadzenia symulacji numerycznej w module wykorzystano program klasy MBS (ang. Multi-Body System). Koncepcję działania modułu analiz dynamicznych przedstawiono w formie algorytmu na rysunku 5.



Rys.5. Algorytm działania modułu analiz dynamicznych [nie publikowany]

Moduł analiz dynamicznych łączy się z systemem STD poprzez konfigurator kolejek podwieszonych. Z konfiguratora eksportowany jest plik tekstowy o określonej strukturze, opisującej skład kolejki podwieszonej (rys. 5, krok 1). Po uruchomieniu modułu analiz dynamicznych, następuje odczyt struktury kolejki (rys. 5, krok 2). Następnie automatycznie budowany jest model obliczeniowy kolejki podwieszonej. W ramach budowy modelu obliczeniowego tworzone są uproszczone bryły sztywne dla każdego komponentu zestawu (rys. 5, krok 3). Poszczególnym komponentom zestawu przypisywane

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

są atrybuty opisujące ich właściwości fizyczne (rys. 5, krok 4). W kroku 5 definiowane są więzy geometryczne, łączące poszczególne komponenty. Przykładowo są to więzy sferyczne, reprezentujące przeguby pomiędzy poszczególnymi cięgłami i komponentami kolejki. W skład zespołu transportowego wchodzą komponenty czynne, takie jak: napędy kolejki czy wózki hamulcowe. Składniki te generują siły napędowe lub hamujące, definiowane w postaci wektorów, przypisanych do odpowiednich komponentów kolejki (rys. 5, krok 6). W zależności od przyjętych składowych siły grawitacji, istnieje możliwość przeprowadzenia symulacji dla jazdy po trasie nienachylonej, po wzniosie lub po upadzie (rys. 5, krok 7). Po zakończeniu budowy modelu obliczeniowego, następuje uruchomienie symulacji, która rozpoczyna się od aktywowania sił napędowych i dezaktywacji sił hamujących (rys. 5, krok 8). Skutkiem tego jest rozpędzanie składu kolejki podwieszonej (rys. 5, krok 9). Podczas tego kroku symulacji kontrolowana jest prędkość kolejki (rys. 5, krok 10). Jeżeli prędkość kolejki jest mniejsza od 3 m/s, symulacja jest kontynuowana i rozpędzanie składu trwa dalej. W chwili, gdy prędkość kolejki osiągnie wartość 3 m/s, symulacja jest zatrzymywana. Następuje dezaktywacja sił napędzających oraz aktywacja sił hamujących (rys. 5, krok 11). Rozpoczyna się proces awaryjnego hamowania (rys. 5, krok 12), w którym kontrolowana jest prędkość kolejki (rys. 5, krok 13). Gdy kolejka zatrzyma się, symulacja zostaje zakończona i zapisywane są jej wyniki (rys. 5, krok 14):

- wykresy sił działających na przeguby cięgieł łączących poszczególne komponenty,
- prędkość jazdy,
- przyspieszenie.

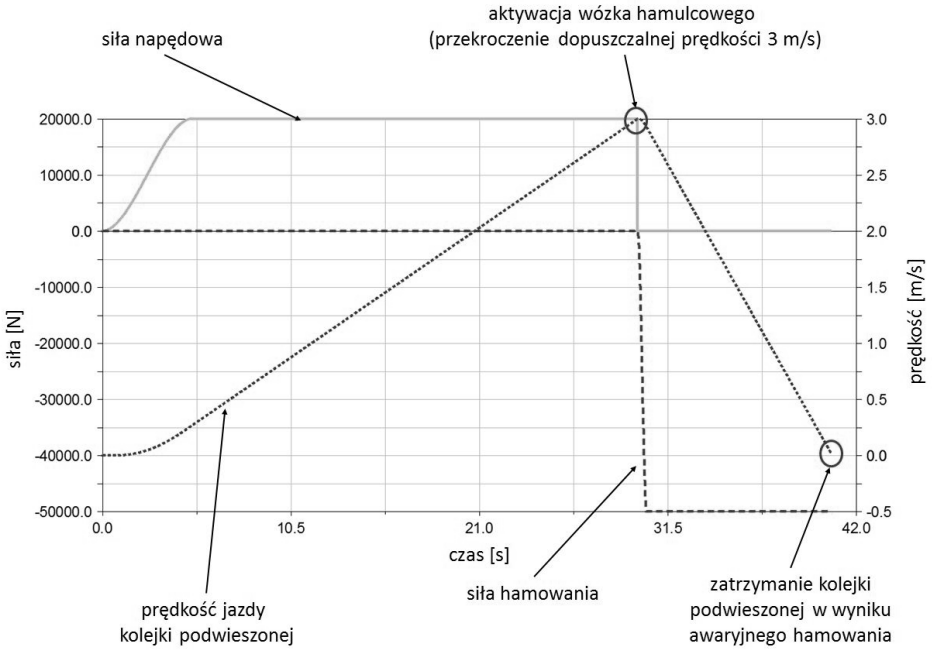
Przykładowe wyniki symulacji zamieszczono na rysunku 6. Obejmują one:

- przebieg siły napędowej (linia zielona),
- przebieg siły hamowania (linia czerwona),
- przebieg prędkości kolejki podwieszonej (linia niebieska).

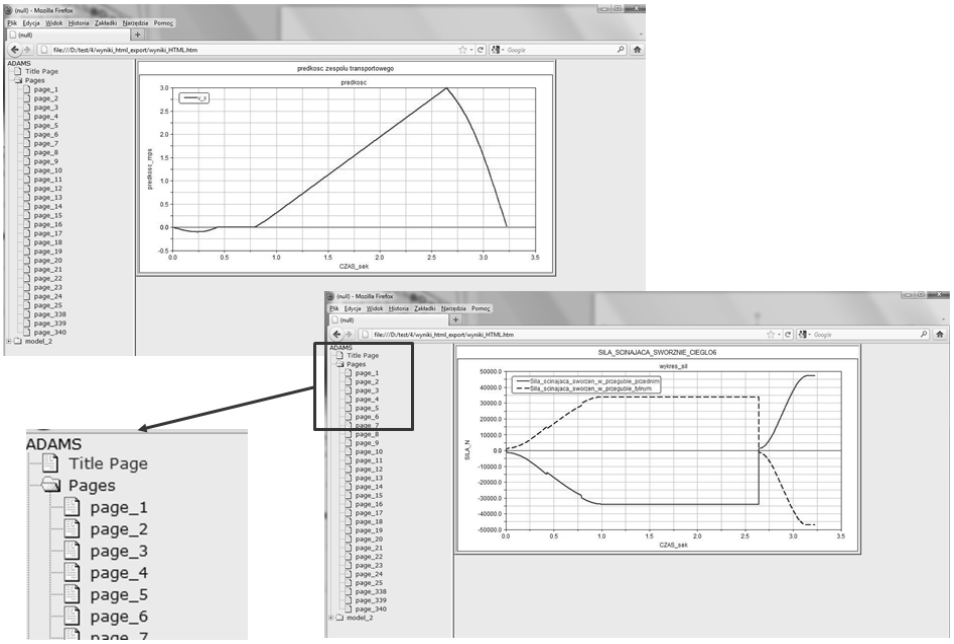
Na wykresie zaznaczono charakterystyczne miejsca symulacji, związane ze zmianami prędkości: aktywacja wózków hamulcowych oraz zatrzymanie kolejki.

Wyniki symulacji eksportowane są w formie umożliwiającej ich przeglądanie w przeglądarce internetowej, rysunek 7.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.6. Zestawienie wyników symulacji: przebiegi siły napędowej, hamującej oraz prędkości kolejki podwieszonej [5]



Rys.7. Przykładowe wyniki symulacji prezentowane w przeglądarce internetowej [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Podsumowanie

Opracowanie systemu STD w wersji 2.0 wynika z propozycji jego użytkowników oraz z rozwoju narzędzi i technik tworzenia stron internetowych. Modułowa struktura systemu STD 2.0 umożliwia przeprowadzenie wielokryterialnej oceny komponentów kolejki podwieszonej (moduł oceny i raportowania). Uwzględnienie w przyjętej konfiguracji kolejki parametrów fizycznych ładunku (wymiary i masa) oraz cech geometrycznych trasy i wyrobiska korytarzowego, w którym prowadzony będzie transport, pozwala na przeprowadzenie symulacji przejazdu zestawu transportowego wraz z ładunkiem, po wybranym fragmencie trasy kolejki (moduł analizy kolizyjności 2D). Uzupełnieniem modułu oceny i raportowania jest możliwość prowadzenia symulacji numerycznych w module analiz dynamicznych. Oprócz brył sztywnych, do utworzonej konfiguracji kolejki wprowadzane są więzy geometryczne i elementy sprężysto-tłumiące.

Użytkowanie systemu STD 2.0 stanowi wsparcie służb kopalnianych w zakresie wykonywania pracochłonnych obliczeń, co skutkuje ukierunkowaniem prac inżynierskich prowadzonych w kopalniach na prace koncepcyjne. Tworzone przy wspomaganiu systemu STD 2.0 konfiguracje są optymalne w aspekcie panujących warunków i transportowanych mas ładunków. Dostępność systemu STD 2.0 na platformie internetowej oraz jego struktura bazodanowa umożliwiają szybką aktualizację zasobów i ich uaktualnienie zgodnie z dostępnym parkiem maszynowym.

Literatura

1. Dudek M., Turewicz A., Tokarczyk J.: Opracowanie modułu analiz kolizyjności 2D dla kolejek spągowych i jego integracja z systemem STD. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice, 2014 (nie publikowana).
2. Dudek M., Turewicz A., Tokarczyk J.: Opracowanie modułu analiz kolizyjności 2D dla kolejek podwieszonych i jego integracja z systemem STD. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice, 2014 (nie publikowana).
3. Projekty systemów transportu. Dokumentacja rysunkowa w wersji papierowej. KWK „Borynia – Zofiówka - Jastrzębie”, Jastrzębie-Zdrój, 2014 (nie publikowana).
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863).
5. Szewerda K., Turewicz A., Tokarczyk J.: Parametryzacja zadań obliczeniowych klasy MBS (ang. MultiBody System) prowadzonych w trybie wsadowym na przykładzie modułu analiz dynamicznych systemu

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

STD (ang. Safe Trans Design). Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice, 2013 (nie publikowana).

6. Tokarczyk J., Dudek M., Turewicz A.: System wspomagania projektowania transportu kopalnianego Safe Trans Design. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 s. 277-287.
7. Tokarczyk J., Turewicz A., Dudek M.: Safe Trans Design – system wspomagania prac inżynierskich dla podwieszonego transportu kopalnianego. Bezpieczeństwo Pracy Urządzeń Transportowych w Górnictwie. Monografia pod redakcją Andrzeja Tytko, Mariana Wójcika. Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego sp. z o.o., Lędziny 2014 s. 84-89
8. Tokarczyk J., Dudek M., Szewerda K., Turewicz A.: Stan i kierunki rozwoju systemu wspomagania prac inżynierskich dla pomocniczego transportu kopalnianego Safe Trans Design (STD). Masz. Gór. 2014 nr 2 s. 30-32.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Narzędzia informatyczne podwyższające kompetencje interpersonalne osób dozoru ruchu i kompetencje fachowe robotników - Projekt PROFI

Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus, Radosław Lesisz, Wojciech Wołczyk - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Badania przeprowadzone w 2011 roku przez Główny Instytut Górnictwa [4] wskazują, że wypadkowość związana z użytkowaniem maszyn i urządzeń w górnictwie jest ciągle istotnym problemem, i że należy poszukiwać skutecznych metod prewencji. Powtarzające się przyczyny wypadków wskazują na niewystarczającą efektywność stosowanej dotychczas profilaktyki [5]. Przyczyny powstawania wypadków w szczególności mają naturę organizacyjną i społeczną. W pracach badawczych podjętych w ramach projektu PROFI pt.: „Metoda diagnozy oraz program ograniczania niepożądanych zjawisk związanych z użytkowaniem środków technicznych pod ziemią kopalni – rozwiązania organizacyjne oraz ukierunkowane na redukcję ryzyka w podsystemie społecznym" [7] skoncentrowano się na tych aspektach wypadkowości. Celem projektu jest podwyższenie stanu bezpieczeństwa użytkowania środków technicznych w górnictwie.

Projekt PROFI pozwoli na uzupełnienie wiedzy o zagrożeniach technicznych jako źródłach wypadków o wspomniane wyżej aspekty organizacyjne i społeczne, co w konsekwencji umożliwi opracowanie kompleksowego programu ograniczania problemu wypadkowości. Wdrożenie tego programu pozwoli na dostosowanie metod i technik prewencji do aktualnych potrzeb, w każdym z obszarów, który zdiagnozowano (możliwości organizacyjne, możliwości podmiotowe, motywacja). Możliwe będzie także precyzyjne i trafne adresowanie działań prewencyjnych, a więc ich dobór zgodnie z rzeczywistymi potrzebami danej kopalni, działu itd.

W ramach projektu zaplanowano opracowanie rozwiązań wspomagających proces rozpoznawania niepożądanych zjawisk związanych z użytkowaniem środków technicznych i eliminacji przyczyn aktywizacji zagrożeń. Rozwiązania te obejmują:

- metodologię i narzędzia umożliwiające cykliczne zbieranie informacji na temat treści, skali, nasilenia i przyczyn powstawania zagrożeń technicznych,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- narzędzia zwiększające efektywność szkoleń uzupełniających dla robotników w zakresie aktualnych potrzeb szkoleniowych – zestawy szkoleń zrealizowanych techniką wirtualnej rzeczywistości (ang. Virtual Reality) i rozszerzonej rzeczywistości (ang. Augmented Reality), dla eliminacji przyczyn najczęściej występujących ryzykownych zachowań,
- metodykę i materiały na potrzeby prowadzenia warsztatów w zakresie podwyższania kompetencji interpersonalnych osób dozoru ruchu,
- listy kontrolne umożliwiające przygotowanie pracowników do bezpiecznej obsługi i konserwacji wybranych maszyn i urządzeń,
- instruktaże stanowiskowe,
- procedury/instrukcje oraz programy wspomagające działania organizacyjne sprzyjające ograniczaniu zagrożeń technicznych,
- kompendium wiedzy na temat psychologicznych uwarunkowań motywacji w środowisku pracy oraz propozycja działań o charakterze motywacyjnym,
- spoty o charakterze motywacyjno-informacyjnym - wyświetlane z wykorzystaniem istniejących w kopalniach KW S.A, systemów prezentacji.

2. Wizualizacje komputerowe

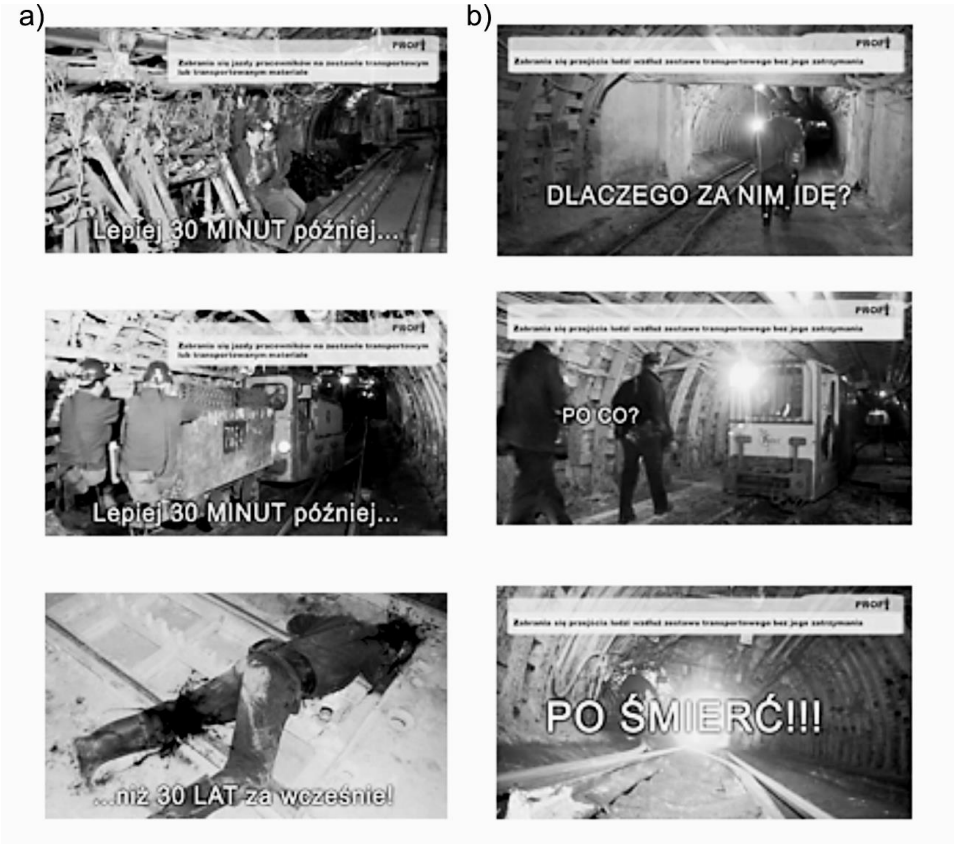
Jednym z elementów wspomagających ograniczenie ryzykownych zachowań są materiały szkoleniowe opracowane w formie wizualizacji komputerowych [3]. Zidentyfikowano szereg ryzykownych zachowań związanych z wybranymi stanowiskami pracy, m.in.: tolerowanie jazdy ludzi przenośnikiem taśmowym nieprzystosowanym do tego celu, jazda pracowników na zestawie transportowym lub transportowanym materiale, czy przebywanie na drogach przewozowych/transportowych bez uzyskania zgody dysponenta lub przodowego transportu.

Każda z wizualizacji to krótki spot, który może stanowić uzupełnienie szkolenia o tematyce w nim zawartej. Zwięzła forma materiałów daje szerokie możliwości ich zastosowania nie tylko podczas szkoleń, ale także wyświetlania na ekranach informacyjnych - jako filmy o zaistniałych zdarzeniach wypadkowych, czy zaobserwowanych sytuacjach potencjalnie niebezpiecznych.

Przykłady wizualizacji przedstawiono na rysunku 1.

Celem materiałów nie jest upowszechnianie wiedzy na temat konkretnych przepisów, czy wskazywanie właściwych rozwiązań. Krótki czas trwania filmów i zastosowanie w nich ciekawych haseł pozwala na dobitne wskazanie problemu i skłonienie odbiorcy do refleksji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Wizualizacja ryzykownych zachowań: *a) jazda ludzi na zestawie transportowym lub transportowanym materiale, b) przejście ludzi wzdłuż zestawu transportowego bez jego zatrzymania*

3. Materiały interaktywne

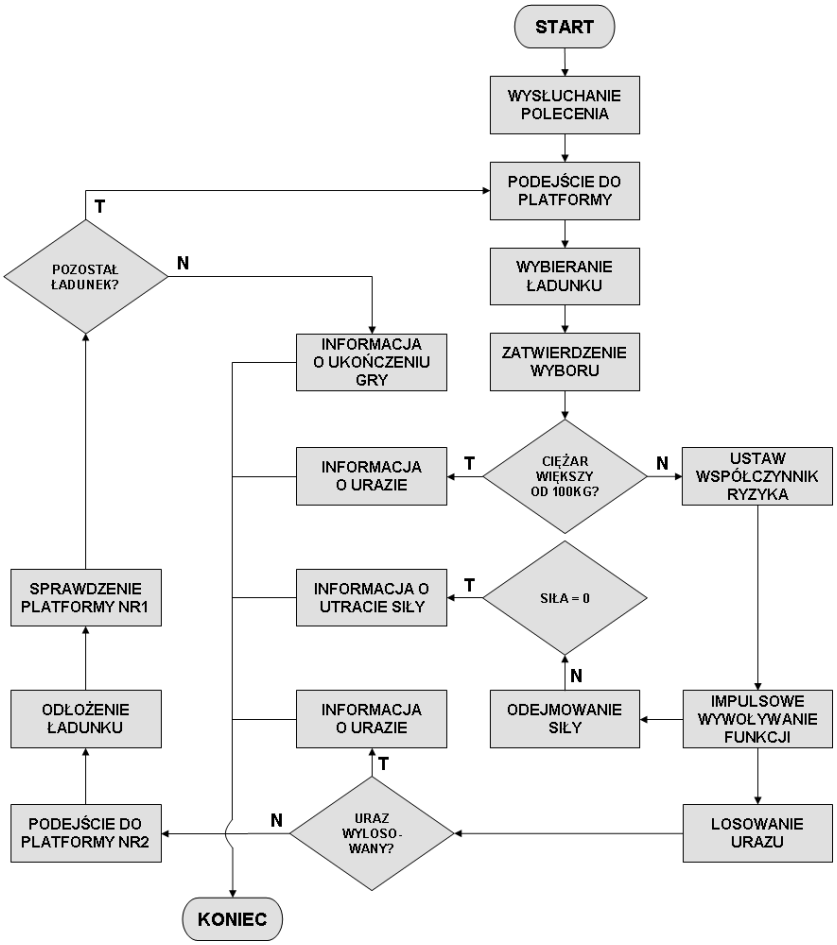
Materiały interaktywne zyskują coraz więcej zwolenników, zarówno wśród osób prowadzących, jak i wśród uczestników szkoleń. W ramach projektu opracowano interaktywne materiały szkoleniowe w postaci gier komputerowych. Przewaga tego typu rozwiązań nad konwencjonalnymi materiałami szkoleniowymi wynika z:

- braku ograniczeń dotyczących treści, kompozycji czy formy przygotowywanych materiałów; ograniczenia występują w przypadku materiałów przygotowywanych w oparciu o rejestrację wideo, z uwagi na problem dostępności do określonych lokalizacji oraz występujące w miejscu pracy zagrożenia,
- interakcji, jakiej wymagają od użytkownika tego typu materiały szkoleniowe - uczestnik szkolenia musi wykazać się aktywną postawą, bez

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

której niemożliwe jest ukończenie kolejnych etapów gry; w przypadku biernych form szkoleniowych ten element nie występuje,

- utrwalania wiadomości wynikającego z konieczności prawidłowego wykonania zadania – w przypadku popełnienia błędu zadanie należy wykonać ponownie,
- używania odpowiednio opracowanych scen oraz scenariuszy, które może oddziaływać na emocje użytkownika i tym samym zwracać jego uwagę na istotne elementy szkolenia,
- możliwości realizacji czynności niemożliwych do wykonania w rzeczywistości lub bardzo niebezpiecznych – w wirtualnej rzeczywistości gry możliwe jest testowanie pewnych zachowań celem poznania ewentualnych skutków, np. jak skończy się próba udźwignięcia masy 200 kg; ważne jest, aby gra pozwalała na takie działania i co ważniejsze - odpowiednio prezentowała efekty takiego zachowania.



Rys.2. Schemat blokowy gry dotyczącej ręcznych prac transportowych

Tworzenie gry powinno rozpocząć się od opracowania jej algorytmu [1]. Narzędziem pozwalającym na zmianę algorytmu na instrukcję programu komputerowego jest schemat blokowy. Na rysunku 2 przedstawiono przykład schematu blokowego prezentującego kolejność i rodzaj czynności, jakie mogą zostać zrealizowane w jednej z utworzonych gier.

Opracowano trzy wersje gry komputerowej, z których każda charakteryzuje się innym sposobem realizacji rozgrywki. W każdej z aplikacji zachowanie gracza oraz sposób realizacji zadania wpływa na:

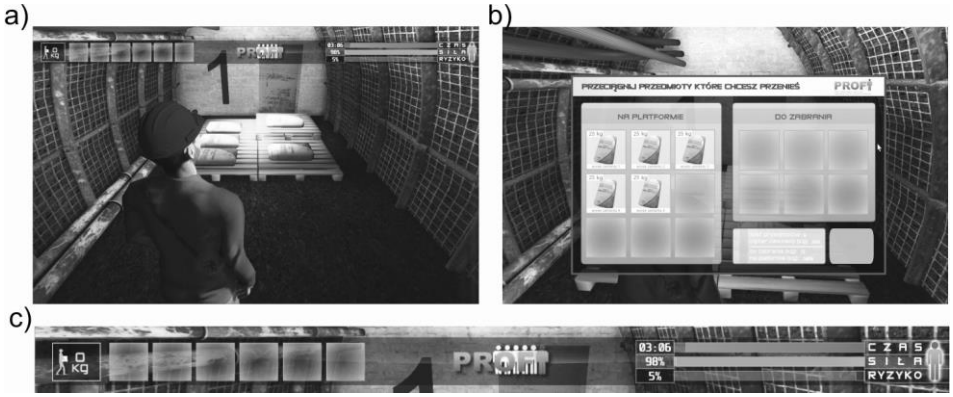
- czas – na podstawie przeprowadzonych testów, dla każdego z zadań określono optymalny czas realizacji, który pozwala na bezpieczną realizację zadania, zgodną z przepisami BHP,
- siłę – parametr opisujący ogólny stan fizyczny postaci, którą sterujemy w grze. Parametr ten może być interpretowany jako poziom zmęczenia. Wpływa np. na szybkość poruszania oraz inne parametry gry decydujące o możliwości kontuzji czy urazu,
- ryzyko – parametr opisujący orientacyjny poziom ryzyka. Nie należy interpretować tej wartości w oderwaniu od aktualnie realizowanego zadania, gdyż ustalany jest każdorazowo w zależności od charakteru zadania.

W aplikacjach tych użytkownik wciela się w rolę pracownika kopalni. Pierwsza gra dotyczy ręcznych prac transportowych, rysunek 3. Gracz ma za zadanie przenieść wszystkie przedmioty z platformy nr 1 na platformę nr 2, przestrzegając przy tym przepisów BHP.

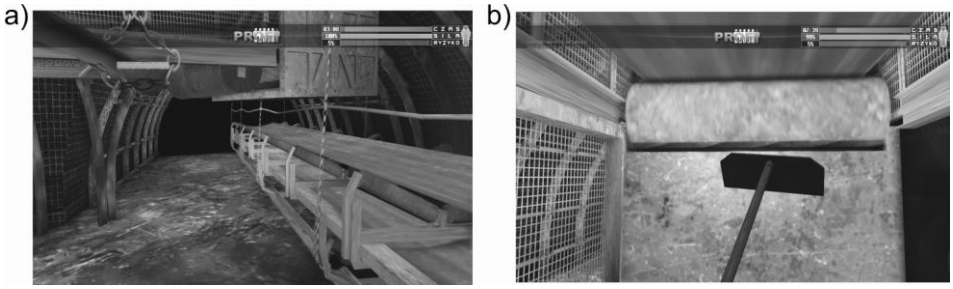
Przedmioty wybrane przez gracza (rys. 3. a i b), wraz z informacją o ich masie, pojawiają się w belce informacyjnej, zlokalizowanej w górnej części okna (rys. 3. a i c). W zależności od masy ładunku ustawiany jest współczynnik ryzyka, który decyduje o prawdopodobieństwie wystąpienia urazu oraz o szybkości utraty siły. W przypadku przestrzegania przez gracza przepisów BHP, współczynnik ryzyka przyjmuje wartość minimalną. O końcowym wyniku gry decyduje wartość parametru „siła”, jaki uzyskano w momencie ukończenia zadania oraz czas jego wykonania.

Druga gra dotyczy konserwacji przenośnika taśmowego, rysunek 4. Jest to zajęcie bardzo niebezpieczne, gdy wykonuje się je w sposób niedozwolony. W górnictwie zanotowano wypadki śmiertelne podczas prac konserwacyjnych dotyczących rolek przenośnika taśmowego spowodowane czynnikiem ludzkim. Dlatego w grze ustawiono wysoki współczynnik ryzyka w przypadku nieprawidłowego postępowania gracza.

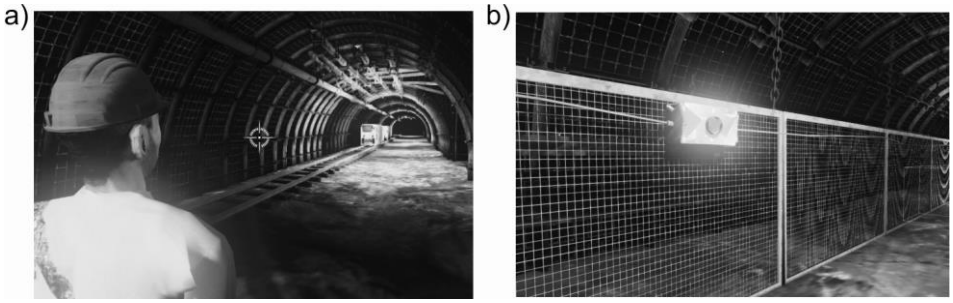
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.3. Zrzuty ekranu gry dotyczącej ręcznych prac transportowych; *a) część wyrobiska z platformą zawierającą ładunek do przeniesienia, b) okno służące do wybierania przedmiotów do przeniesienia, c) belka informacyjna opisująca aktualny stan gry*



Rys.4. Zrzuty ekranu gry o konserwacji rolek przenośnika taśmowego; *a) widok stacji napędowej przenośnika taśmowego, b) czynność czyszczenia rolki przenośnika taśmowego*



Rys.5. Zrzuty ekranu gry polegającej na odnajdowaniu nieprawidłowości *a) lokalizacja dotycząca kolejki spągowej, b) lokalizacje dotyczące przenośnika taśmowego*

Trzecim przykładem gry szkoleniowej jest aplikacja, w której zadaniem gracza jest eksplorowanie wyrobiska i odnajdowanie nieprawidłowości związanych ze stanem maszyn czy rozmieszczeniem elementów wyposażenia - rysunek 5. Gracz przeszukując dostępny rejon kopalni, w pierwszej kolejności powinien odnaleźć wszystkie lokalizacje będące obiektem eksploracji. Po ich odnalezieniu należy kursorem myszy wskazać wszystkie nieprawidłowości np.:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przeszkoda na torach, zniszczone lub niesprawne oświetlenie, uszkodzona linka bezpieczeństwa.

Gra ma na celu wyczulenie odbiorcy na nieprawidłowości czy zaniedbania, które mogą występować w warunkach rzeczywistych. Pozytywne przejście gry wymaga od gracza koncentracji i spostrzegawczości. W każdej z wymienionych gier uwzględniono także sytuacje nieprawidłowego sposobu realizacji zadania. W przypadku łamania przepisów BHP, postać wirtualnego górnika doznaje urazów zgodnych z tymi, jakie wystąpiły podczas rzeczywistych zdarzeń wypadkowych.

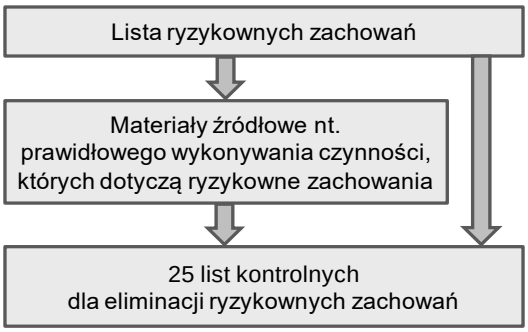
Możliwość przetestowania różnych sposobów realizacji zadanych czynności jest istotnym walorem gier jako materiałów szkoleniowych. Testując różne sposoby wykonywania zadania, można otrzymać informację zwrotną na temat konsekwencji danego sposobu postępowania.

4. Listy kontrolne

Prostym zarówno w opracowaniu, jak i w stosowaniu narzędziem, które wspomaga poprawne wykonywanie czynności są listy kontrolne. Znalazły one zastosowanie w wielu dziedzinach (przegląd zastosowań list kontrolnych przedstawiono w [2]). Listy kontrolne opracowano również w ramach projektu PROFI - na potrzeby eliminacji ryzykownych zachowań, które - zdaniem kopalń zaangażowanych w projekt - często mają miejsce.

Opracowano 25 list kontrolnych prezentujących wiedzę o prawidłowym, a więc także bezpiecznym, wykonywaniu czynności, podczas których dochodzi do niebezpiecznych zachowań. Listy kontrolne dedykowane są więc kształtowaniu umiejętności technicznych.

Treść list kontrolnych opracowano na podstawie dostarczonych przez kopalnie materiałów, obejmujących przede wszystkim instrukcje stanowiskowe oraz instrukcje obsługi. Proces tworzenia repozytorium list kontrolnych przedstawiono na rysunku 6.

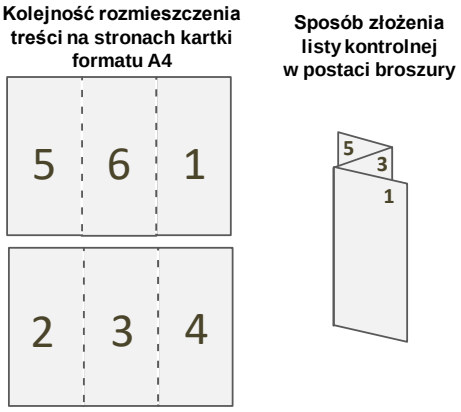


Rys.6. Procedura tworzenia repozytorium list kontrolnych zapobiegających ryzykownym zachowaniom

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

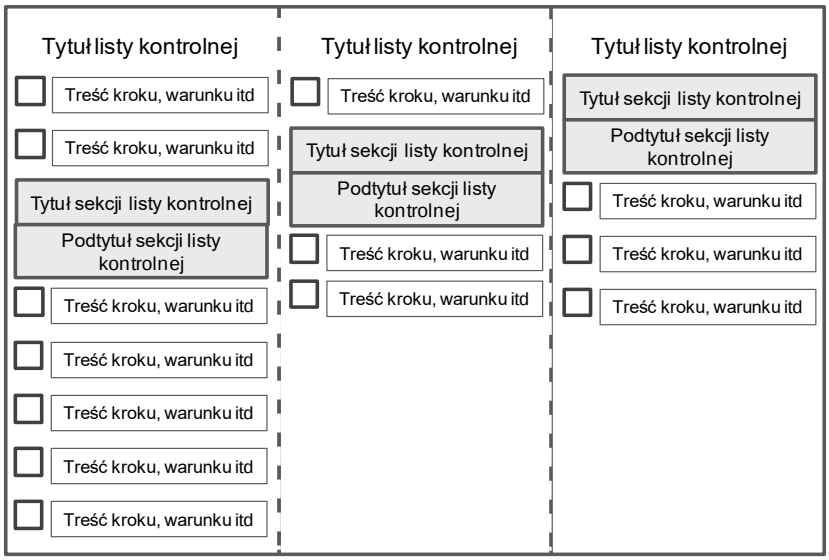
Przyjęto, że listy kontrolne stosowane będą w tradycyjnej, tj. papierowej formie. Aby ułatwić wykorzystanie opracowanych materiałów i zwiększyć zasięg ich stosowania (brak konieczności inwestycji w specjalistyczny sprzęt), nadano im formę broszury, o formacie stanowiącym 1/3 wielkości arkusza A4. Wymagało to odpowiedniego rozmieszczenia treści w pliku tekstowym, tak by po złożeniu zachowana została odpowiednia kolejność przeglądania treści listy kontrolnej.

Sposób uporządkowania treści w źródłowym pliku tekstowym oraz sposób złożenia wydrukowanego dokumentu w broszurę przedstawiono na rysunku 7.

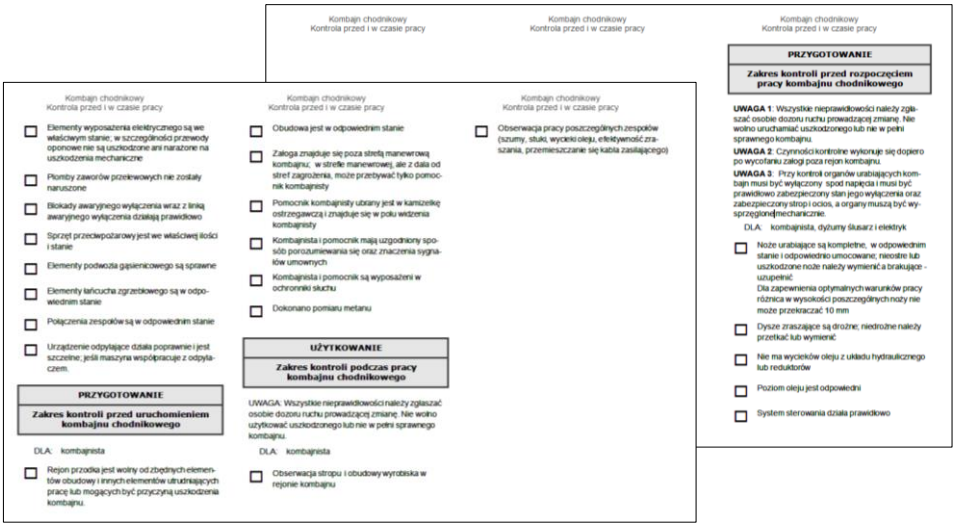


Rys.7. Lista kontrolna w postaci składanej broszury

Strukturę listy kontrolnej przedstawiono na rysunku 8, a przykład listy kontrolnej na rysunku 9.



Rys.8. Struktura listy kontrolnej



Rys.9. Przykład listy kontrolnej

Tematykę list kontrolnych dobrano tak, aby możliwe było ich wykorzystanie w odniesieniu do określonej grupy maszyn i urządzeń, bez wskazywania na konkretny typ. W przypadku odstępstw w sposobie wykonywania czynności obsługi dla poszczególnych typów maszyn, czynności te wyszczególniono w liście kontrolnej wraz z odpowiednią adnotacją.

Listy kontrolne zostały pozytywnie ocenione przez przedstawicieli kopalń uczestniczących w projekcie.

5. Rozwiązania programowe wspomagające podwyższanie kompetencji interpersonalnych

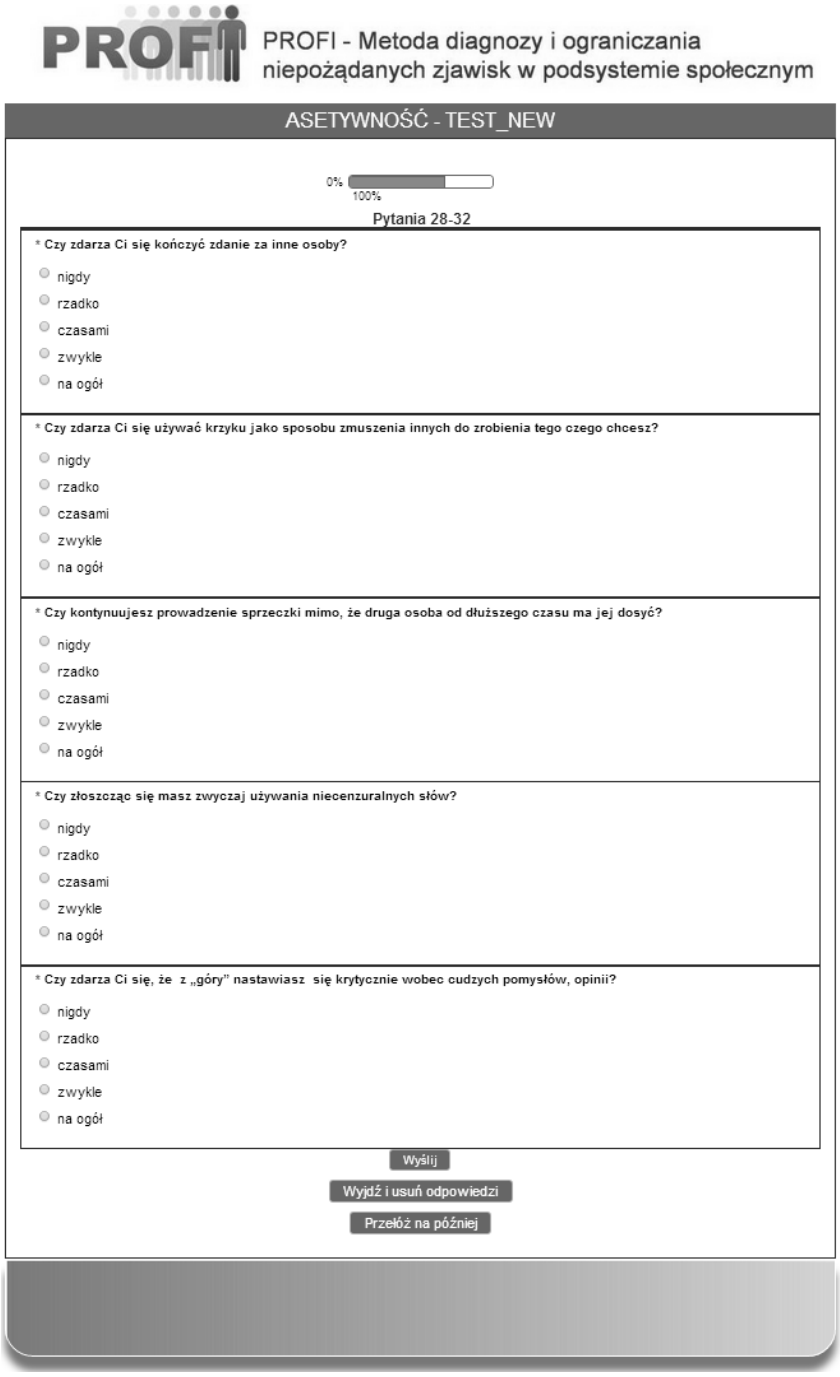
Kształtowanie umiejętności społecznych dotyczy w szczególności pracy w grupie. W górnictwie brak jest kompleksowych rozwiązań programowych wspierających tego typu działania. Przygotowane w ramach projektu narzędzia informatyczne stanowią uzupełnienie procesów szkoleniowych z tego zakresu.

Elektroniczne ankiety pozwalają na szybkie zebranie informacji o potencjalnych problemach w kontaktach interpersonalnych. Źródłem problemów i nieporozumień może być np. brak asertywności. Na rysunku 10 przedstawiono zrzut ekranowy elektronicznego formularza testu służącego ocenie asertywności. Treść pytań oraz sposób interpretacji wyników testu opracowano w Zakładzie Badań Ekonomicznych i Społecznych Głównego Instytutu Górnictwa.

Zastosowanie systemu interaktywnych formularzy pozwala na przeprowadzenie testu i interpretację jego wyników w krótkim czasie. Otrzymanie

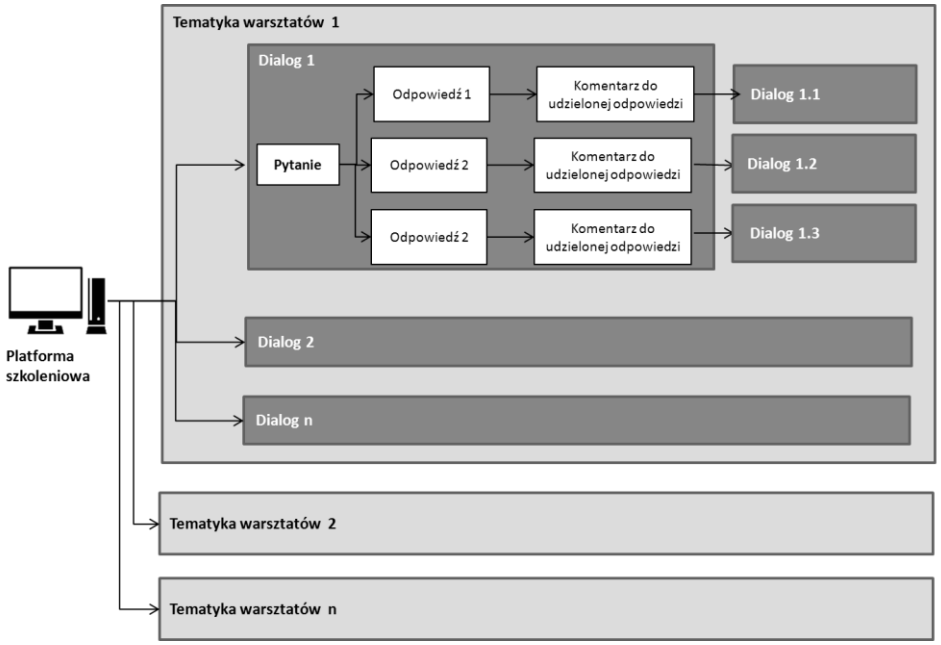
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

interpretacji uzyskanego wyniku bezpośrednio po zakończeniu testu pozwoli pracownikowi właściwie ukierunkować kształtowanie swoich zachowań i postaw.



Rys.10. Formularz testu - Asertywność

Jako uzupełnienie i rozwinięcie wybranych treści, które mogą być omawiane podczas warsztatów szkoleniowych, zaproponowano opracowanie interaktywnych dialogów. Zastosowane narzędzia komputerowe pozwalają na prezentowanie wybranych scen związanych z wykonywaniem prac w zakładach górniczych. Zakres tematyczny jest bezpośrednio związany z zachowaniami ryzykownymi. Zadaniem uczestników warsztatów jest ustosunkowanie się do wybranej sytuacji i wspólne lub samodzielne (zależnie od przyjętej konwencji warsztatów) podjęcie decyzji o dalszym postępowaniu. Zasadę działania interaktywnych dialogów przedstawiono na rysunku 11.



Rys.11. Zasada działania interaktywnych dialogów [6]

Tematyka interaktywnych dialogów odzwierciedla warunki rzeczywiste i odnosi się do typowych sytuacji, jakie występują podczas pracy w warunkach górniczych. Obejmuje ona następujące zagadnienia: rola załogi w kształtowaniu stanu bezpieczeństwa, komunikacja interpersonalna, motywacja, stres, asertywność, rozwiązywanie konfliktów, kierowanie zespołem, konflikty, wprowadzanie zmian – przełamywanie oporu wobec zmian oraz zasady eliminacji ryzykownych zachowań górników.

6. Podsumowanie

Kształtowanie kompetencji technicznych i interpersonalnych to proces realizowany zarówno podczas szkoleń, jak i podczas wykonywania czynności bezpośrednio w miejscu pracy. Przedstawione w opracowaniu materiały mają na

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

celu kształtowanie (na etapie szkolenia) właściwych wzorców postępowania oraz wspomaganie bezpiecznej realizacji wybranych czynności obsługi. Zastosowane formy prezentacji wiedzy odpowiadają potrzebom ośrodków szkoleniowych oraz wpisują się w aktualne trendy zmierzające w kierunku maksymalnego zaangażowania osób szkolonych. Opracowany zakres materiałów pozwala na ich wykorzystanie nie tylko podczas szkoleń, ale także podczas codziennej pracy.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Ścianowy przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem regulacji parametrów pracy napędów" (akronim ICON, umowa nr INNOTECH-K1/IN1/10/155668/NCBR/12), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. DLT-11662/OR1: Interaktywne formy kształtowania bezpieczeństwa pracy w górnictwie. Przygotowanie prototypowego rozwiązania systemu w oparciu o zaistniałe w przeszłości zdarzenia wypadkowe, nie publikowana praca statutowa, KOMAG, Gliwice 2010.
2. DLT-13894/OR: Listy kontrolne we wspomaganiu bezpiecznego wykonywania czynności w ramach wybranych procesów realizowanych w podziemnych zakładach górniczych. Opracowanie koncepcji zastosowania list kontrolnych dla wspomagania wybranych procesów w podziemnych zakładach górniczych, nie publikowana praca statutowa, KOMAG, Gliwice 2012.
3. DLT-17053\OR1: Rozwój metod kształtowania bezpieczeństwa pracy z wykorzystaniem szkoleń. Nowe metody wizualizacji zdarzeń wypadkowych, nie publikowana praca statutowa, KOMAG, Gliwice 2014.
4. Martyka J.: Dlaczego podejmujemy ryzyko - konieczność a może wybór? Prace Naukowe GIG Nr 4/2/2011, Katowice 2011.
5. Martyka J.: Ogólna charakterystyka zagrożeń, [w:] Raport roczny o stanie zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopko, GIG Katowice, 2010.
6. Projekt PROFI - raport. ZADANIE NR 5: Konstrukcja programu profilaktycznego ukierunkowanego na redukcję przyczyn niepożądanych zjawisk związanych z użytkowaniem środków technicznych. W57.006AY2. Wydanie 1, Gliwice, grudzień 2013.
7. Projekt PROFI: Metoda diagnozy oraz program ograniczania niepożądanych zjawisk związanych z użytkowaniem środków technicznych pod ziemią kopalni - rozwiązania organizacyjne oraz ukierunkowane na redukcję ryzyka w podsystemie społecznym. Nr Umowy PBS1/B2/2/2012.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wirtualne prototypowanie w tworzeniu algorytmu sterowania przenośnikiem zgrzebłowym

Kamil Szewerda – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Jednym z niekorzystnych czynników wpływających negatywnie na pracę przenośnika zgrzebłowego, zwłaszcza przy znacznych długościach rynnociągu, powyżej 200 m, są dynamiczne zmiany obciążenia silników napędowych oraz zbyt duże siły w łańcuchu zgrzebłowym, wynikające ze zmienności stopnia załadowania przenośnika w trakcie urabiania kombajnem. Właściwości sprężyste łańcucha zgrzebłowego, w połączeniu z nierównomiernym obciążeniem górnej nitki łańcucha, doprowadzają do stanu nadmiernego luzowania się łańcucha w jednym miejscu przenośnika lub nadmiernego jego napięcia w innym. Stan taki może prowadzić do spowodowania awarii przenośnika i zatrzymania procesu produkcyjnego [4]. W ramach projektu ICON opracowano koncepcję sterowania wybranymi parametrami pracy przenośnika zgrzebłowego, w celu optymalnego wykorzystania zainstalowanej mocy jego napędów oraz utrzymania właściwej siły napięcia łańcucha zgrzebłowego. Opracowano algorytm sterowania przenośnikiem i przeprowadzono jego testowanie z zastosowaniem narzędzi wirtualnego prototypowania, w oparciu o metodę testowania algorytmów na modelu przenośnika klasy MBS. Metodę opracowano dzięki zastosowaniu co-symulacji pomiędzy oprogramowaniem do analizy kinematyki i dynamiki układów brył sztywnych MSC.ADAMS oraz oprogramowaniem MatLab/Simulink.

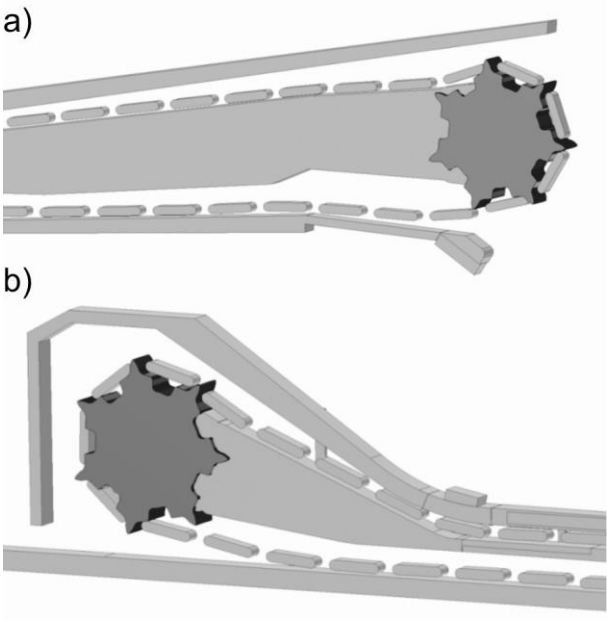
2. Model obliczeniowy przenośnika zgrzebłowego

Geometria

Model geometryczny przenośnika zgrzebłowego zbudowano w celu przeprowadzenia analiz numerycznych wspomagających opracowanie i testowanie jego algorytmu sterowania. Ze względu na złożony układ wzajemnie powiązanych brył przenośnika, postanowiono zastosować uproszczenia w jego modelu geometrycznym. Model ograniczono do wyznaczenia zarysu najważniejszych, pod względem funkcjonalności, elementów przenośnika, takich jak: bębny łańcuchowe, rynny, łańcuch zgrzebłowy oraz czujniki. Największe uproszczenia polegały na: zastąpieniu dwóch nitek łańcucha zgrzebłowego jedną, o zastępczej masie ogniw i zgrzebeł, oraz zmniejszeniu odległości pomiędzy bębnami napędowymi poprzez dobór właściwych współczynników sztywności zastępczej łańcucha i ograniczenie możliwości prowadzenia symulacji na płaszczyźnie (analizy 2D). Na rysunku 1

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przedstawiono uproszczony model stacji wysypowej (a) i zwrotnej (b) przenośnika zgrzebłowego [3].



Rys.1. Uproszczony model geometryczny stacji wysypowej (a) oraz zwrotnej (b) przenośnika zgrzebłowego [3]

Bryłom odzwierciedlającym bębny łańcuchowe przypisano zredukowany moment bezwładności. Jego wartość uwzględniała: obliczony moment bezwładności bębna łańcuchowego, w osi jego obrotu ($J_{z_gwiazdy}$), moment bezwładności silnika elektrycznego ($J_{silnika}$) oraz przełożenie reduktora (i). Wartość zredukowanego momentu bezwładności obliczono zgodnie z zależnością (1):

$$J_{z_red} = J_{z_gwiazdy} + J_{silnika} * i^2 \tag{1}$$

Model łańcucha zgrzebłowego składał się z brył sztywnych, odwzorowujących obrys ogniw poziomych, połączonych elementami sprężysto-tłumiącymi, których zastosowanie pozwoliło na symulację sprężystego wydłużenia łańcucha zgrzebłowego pod wpływem obciążeń dynamicznych. Parametry sprężystości elementów sprężysto-tłumiących wyznaczono na podstawie danych katalogowych producenta łańcucha (obciążenie próbne oraz wartość wydłużenia dla obciążenia próbnego). Sztywność łańcucha zgrzebłowego wyznaczono zgodnie z zależnością (2) [1]:

$$E_O = \frac{F_{probne}}{\Delta l_{F_pr}} \tag{2}$$

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

gdzie:

$F_{próbne}$ – obciążenie próbne, w [kN],

Δl_{F_pr} – wydłużenie przy obciążeniu próbnym, w [%].

Następnie, na podstawie zależności (3) wyznaczono sztywność właściwą łańcucha [1].

$$k = \frac{jE_O}{L} \tag{3}$$

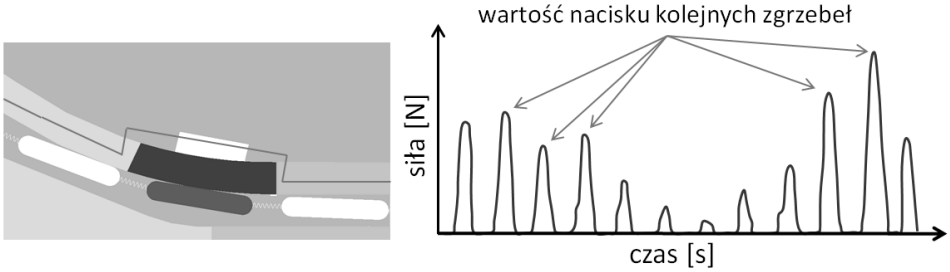
gdzie:

j – ilość mas zastępczych gałęzi łańcucha,

L – długość przenośnika, w [m].

3. Wirtualne przetworniki

Przetwornik siły nacisku zgrzebła na prowadnik



Rys.2. Uproszczony model przetwornika siły nacisku zgrzebła na płytę wyrzutnika na napędzie zwrotnym wraz z przykładowym przebiegiem wartości sygnału wyjściowego [3]

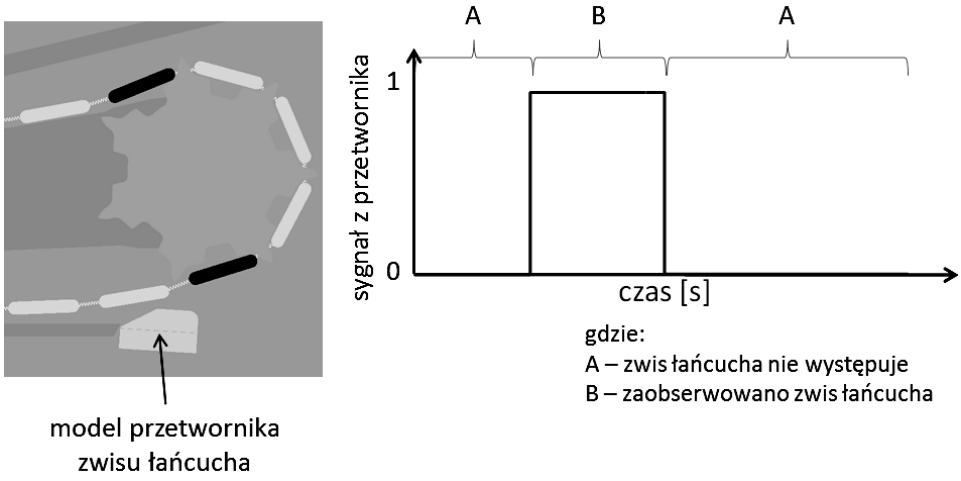
Na odpowiednio przekonstruowanym prowadniku zgrzebeł napędu zwrotnego, zainstalowano przetwornik służący do pomiaru siły nacisku zgrzebła, wykorzystujący tensometryczny przetwornik siły. Założono, że na podstawie siły nacisku zgrzebła na przetwornik, poprzez wycinek prowadnika, oraz dzięki znanej geometrii krzywizny prowadnika możliwe będzie wyznaczenie siły napięcia łańcucha. W modelu obliczeniowym przetwornik zastąpiono dwoma bryłami sztywnymi, z których jedną wpasowano w zarys prowadnika na napędzie zwrotnym, w miejscu wskazanym przez konstruktorów. Druga bryła wchodząca w skład wirtualnego przetwornika znajdowała się powyżej pierwszej (płaszczyzny obu brył stykały się). Wartość sygnału wyjściowego z wirtualnego przetwornika była równa 0, jeżeli zgrzebło nie naciskało na przetwornik (łańcuch zgrzebłowy na zejściu z napędu zwrotnego był zluzowany). Jeżeli napięcie łańcucha rosło, zgrzebło naciskało na

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przetwornik. Na podstawie wartości siły nacisku zgrzebła na przetwornik obliczano siłę napięcia łańcucha zgrzebłowego. Widok uproszczonego modelu przetwornika siły nacisku zgrzebła na wycinek prowadnika na napędzie zwrotnym przenośnika, wraz z przykładowym przebiegiem wartości sygnału wyjściowego przedstawiono na rysunku 2 [3].

Model przetwornika zwisu łańcucha zgrzebłowego na napędzie wysypowym

W przenośniku zastosowano magnetyczne, bezkontaktowe przetworniki położenia zgrzebeł (kontrola stanu napięcia łańcucha, poprzez potwierdzenie, brak zwisu lub stan pośredni łańcucha). Jeżeli przemieszczające się zgrzebło znajdzie się w granicy zasięgu pomiarowego, przetwornik wygeneruje sygnał o obecności zgrzebła, w pobliżu danego przetwornika. W modelu obliczeniowym model przetwornika zwisu łańcucha zgrzebłowego zastąpiono dwoma bryłami sztywnymi, usytuowanymi jedna nad drugą. Górną bryłę usytuowano w taki sposób, aby jej krawędź pokrywała się z zasięgiem czujnika magnetycznego. W sytuacji wystąpienia zwisu łańcucha zgrzebłowego, jedno lub kilka jego ogniw, lub zgrzebeł naciska lub uderza na górną bryłę. Przez cały okres trwania symulacji kontrolowana jest wartość nacisku bryły górnej czujnika na dolną (utwierdzoną). W sytuacji, gdy wartość nacisku jest większa od 0 zmieniany jest stan sygnału wyjściowego przetwornika z poziomu niskiego (0) na wysoki (1). Uproszczenia w modelu wirtualnym pozwoliły zachować funkcjonalność przetwornika. Widok uproszczonego modelu przetwornika zwisu łańcucha na napędzie wysypowym, wraz z wykresem sygnału wyjściowego z wirtualnego przetwornika przedstawiono na rysunku 3 [3].

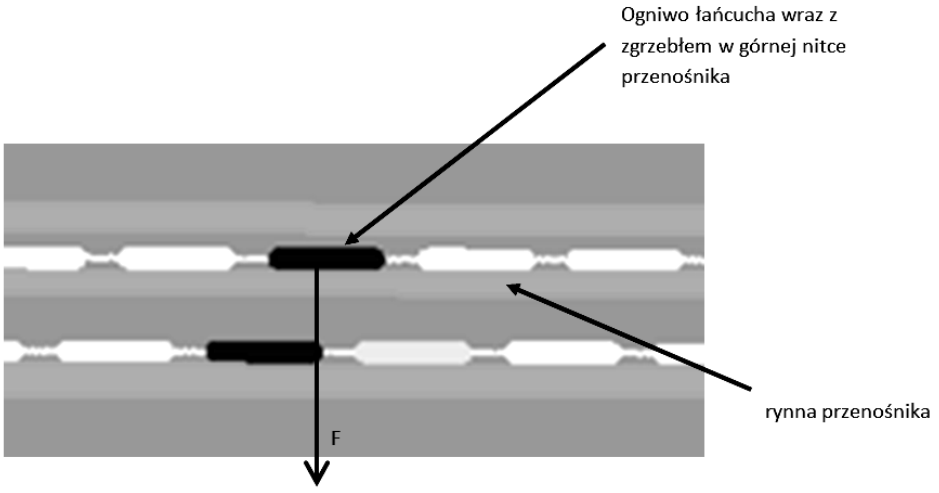


Rys.3. Uproszczony model przetwornika zwisu łańcucha zgrzebłowego na napędzie wysypowym przenośnika [3]

Dzięki funkcjonalności obu wirtualnych przetworników możliwe było wykorzystanie ich sygnałów do sterowania pracą wirtualnej maszyny, w oparciu o opracowany algorytm sterowania. Na podstawie przeprowadzonych symulacji oraz analizy ich wyników, algorytm sterowania sprawdzono pod kątem poprawności działania tak, aby spełniał założone wymagania dotyczące sterowania przenośnikiem.

4. Symulacja obciążania górnej nitki łańcucha zgrzebłowego

Symulację obciążania górnej nitki łańcucha przenośnika urobkiem, realizowano poprzez zdefiniowanie wektora siły, przyłożonego do ogniwa łańcucha połączonego ze zgrzebłem, o kierunku i zwrocie działania zgodnym z kierunkiem i zwrotem wektora grawitacji, który dociska zgrzebło do rynny przenośnika, wywołując siłę tarcia. Założono możliwość płynnej regulacji wartości wektora siły obciążenia, co przy założonym w modelu współczynniku tarcia między zgrzebłem i rynną przenośnika umożliwiło symulowanie zmiennego w czasie stopnia załadowania urobkiem. Wektor siły przemieszczał się wraz z zgrzebłem, do którego został przyłożony, co pozwoliło na obserwację wpływu zmiany miejsca wystąpienia obciążenia na górnej nitce łańcucha zgrzebłowego na niepożądane zjawiska dynamiczne. Wektor zdefiniowano w taki sposób, aby w momencie, gdy zgrzebło wchodzi na wysypowy bęben, jego wartość zerowała się. Założono, że w modelu istnieje możliwość zdefiniowania dowolnej liczby wektorów obciążenia, co pozwoliłoby na przeprowadzenie symulacji numerycznych dla dowolnego stanu obciążenia górnej nitki łańcucha [3].

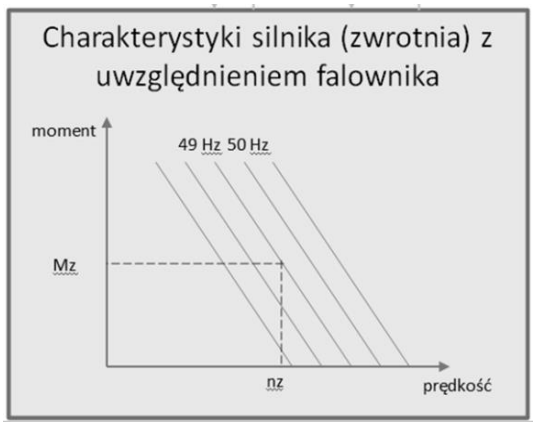


Rys.4. Sposób obciążania górnej nitki łańcucha zgrzebłowego [3]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Modele napędów przenośnika

Modele silników elektrycznych napędzających przenośnik zgrzebłowy opracowano w środowisku MatLab/Simulink, w oparciu o ich charakterystyki. W modelach uwzględniono również przemienniki częstotliwości zasilające silniki, z możliwością regulacji. Na podstawie prędkości obrotowej silnika oraz częstotliwości zasilania przetwornika oblicza się wielkość momentu, który w danej chwili generowany jest przez silnik. W czasie ustalonej pracy przenośnika spadek prędkości obrotowej silnika świadczy o wzroście jego obciążenia, co skutkuje wygenerowaniem większego momentu napędowego, przy zachowaniu stałej częstotliwości zasilania. Wzrost prędkości obrotowej świadczy natomiast o odciążeniu silnika i spadku generowanego przez silnik momentu napędowego. Możliwość regulacji częstotliwości zasilania silnika pozwoliła na regulację prędkości obrotowej silnika napędowego, przy zachowaniu stałego momentu generowanego przez silnik. Możliwość regulacji, w połączeniu z opracowanym algorytmem sterowania ułatwiła utrzymanie właściwego napięcia łańcucha zgrzebłowego oraz kompensację mocy silników napędu wysypowego oraz zwrotnego. Funkcjonalność modelu silnika napędowego przedstawiono na rysunku 5 [3].



Rys.5. Funkcjonalność modelu silnika elektrycznego z uwzględnieniem przemiennika częstotliwości zasilania [3]

6. Model układu sterowania

Algorytm sterowania uwzględniał regulację wysunięcia rynny teleskopowej przenośnika oraz regulację proporcji mocy silników obu napędów w taki sposób, aby uzyskać i utrzymać właściwy stan napięcia łańcucha zgrzebłowego oraz utrzymać założoną proporcję mocy napędu zwrotnego i wysypowego podczas jego pracy. Funkcję algorytmu realizowano poprzez wygenerowanie sygnałów sterujących poszczególnymi elementami wykonawczymi. Wartości sygnałów sterujących wyznaczane były na podstawie

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

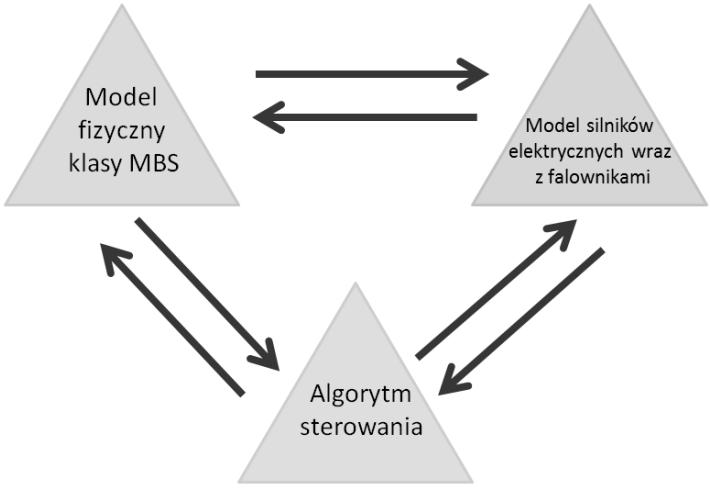
mierzonych wartości: mocy silników napędu wysypowego i zwrotnego, siły w łańcuchu schodzącym z napędu zwrotnego oraz zwisu łańcucha na napędzie wysypowym. Poprzez przyporządkowanie wartości zmierzonych sygnałów do uprzednio zdefiniowanych stanów kryterialnych, algorytm generował określony stan sygnałów wyjściowych i przesyłał je do elementów wykonawczych. Zmiana sygnałów wyjściowych regulowała stopień wysunięcia rynny teleskopowej oraz proporcję mocy silników napędowych, poprzez regulację częstotliwości zasilania [2].

7. Integracja modeli podzespołów przenośnika

Model przenośnika zgrzebłowego wyposażony w wirtualne przetworniki, wraz z modelami silników napędowych oraz modelem układu sterowania posłużył do testowania jego algorytmu sterowania. Model obliczeniowy, zawierał trzy moduły:

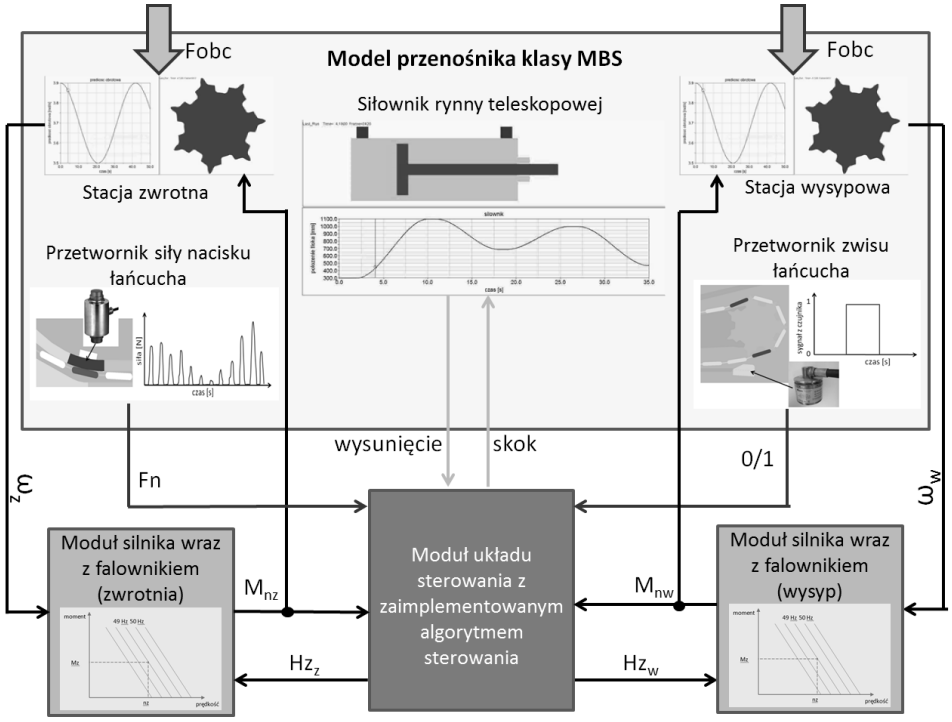
- geometrii oraz mechaniki – model fizyczny klasy MBS,
- silników napędowych, wraz z ich charakterystyką oraz modelem przekształtników częstotliwości,
- algorytmu sterującego pracą przenośnika.

Ze względu na fakt, że moduły opracowano w dwóch różnych środowiskach programowych (MatLab/Simulink oraz MSC.ADAMS), w celu przeprowadzenia symulacji dokonano co-symulacji pozwalającej połączyć oba środowiska programowe. Dzięki temu stworzono możliwość komunikowania się i przesyłania zdefiniowanych sygnałów pomiędzy poszczególnymi modułami modelu obliczeniwego (rys. 6) [2, 3].



Rys.6. Sposób połączenia modułów modelu obliczeniowego w celu przeprowadzenia symulacji [opracowanie własne]

Dla każdego z opisanych modułów zdefiniowano rodzaj sygnałów wejściowych oraz wyjściowych, oraz określono sposób ich przepływu. Szczegółowy schemat przepływu zdefiniowanych sygnałów przedstawiono na rysunku 7.



Rys.7. Szczegółowy schemat przepływu sygnałów pomiędzy modułami modelu obliczeniowego [opracowanie własne]

Moduł geometrii i mechaniki przenośnika zgrzebłowego przedstawiono na schemacie w kolorze żółtym (rys. 7). Sygnały wejściowe i wyjściowe modułu przedstawiono w tabeli 1.

Sygnały wej./wyj. do modułu geometrii i mechaniki (MSC.ADAMS) [2]

Tabela 1

Sygnały wejściowe	Sygnały wyjściowe
– Moment napędowy silnika wysypowego – M_{nw} – Moment napędowy silnika zwrotni – M_{nz} – Wartość zmiany położenia siłownika rynny teleskopowej (rozsunięce lub zsunięcie) – *skok* – Wartości wektorów obciążenia zgrzebeł górnej nitki łańcucha – F_{obc}	– Prędkość obrotowa silnika wysypowego – ω_w – Prędkość obrotowa silnika zwrotni – ω_z – Stanie wysuwu rynny teleskopowej – *wysunięcie* – Sygnał z przetwornika zwisu - *(0/1)* – Sygnał z przetwornika siły nacisku łańcucha na płytę wyrzutnika – *Fn*

Każdy silnik posiadał oddzielny blok, wraz z charakterystyką jego pracy oraz niezależnym modelem falownika. Bloki były jednakowe dla obu silników, a ich działanie było niezależne. Na schemacie oznaczono je kolorem zielonym (rys. 7). Każdy z nich był sterowany poprzez zmianę wartości częstotliwości, wyznaczaną przez algorytm sterowania. Sygnały wejściowe i wyjściowe modułu silników napędowych, wraz z ich charakterystyką oraz modelem falownika przedstawiono w tabeli 2.

Sygnały wej./wyj. modułu zespołu napędowego [2]

Tabela 2

Sygnały wejściowe	Sygnały wyjściowe
– Częstotliwości ustawienia falownika – Hz_z, Hz_w – Prędkości obrotowe silników – ω_w, ω_z	– Momenty napędowe generowane przez silniki – M_{nz}, M_{nw}

Moduł, w którym zaimplementowano algotytm sterowania zaznaczono na schemacie kolorem niebieskim (rys. 7). Moduł ten zbierał wszystkie sygnały i w określonych okresach czasu obliczał wartości sygnałów wyjściowych. Sygnały wejściowe oraz wyjściowe modułu przedstawiono w tabeli 3.

Sygnały wej./wyj. modułu algorytmu sterującego pracą przenośnika [2]

Tabela 3

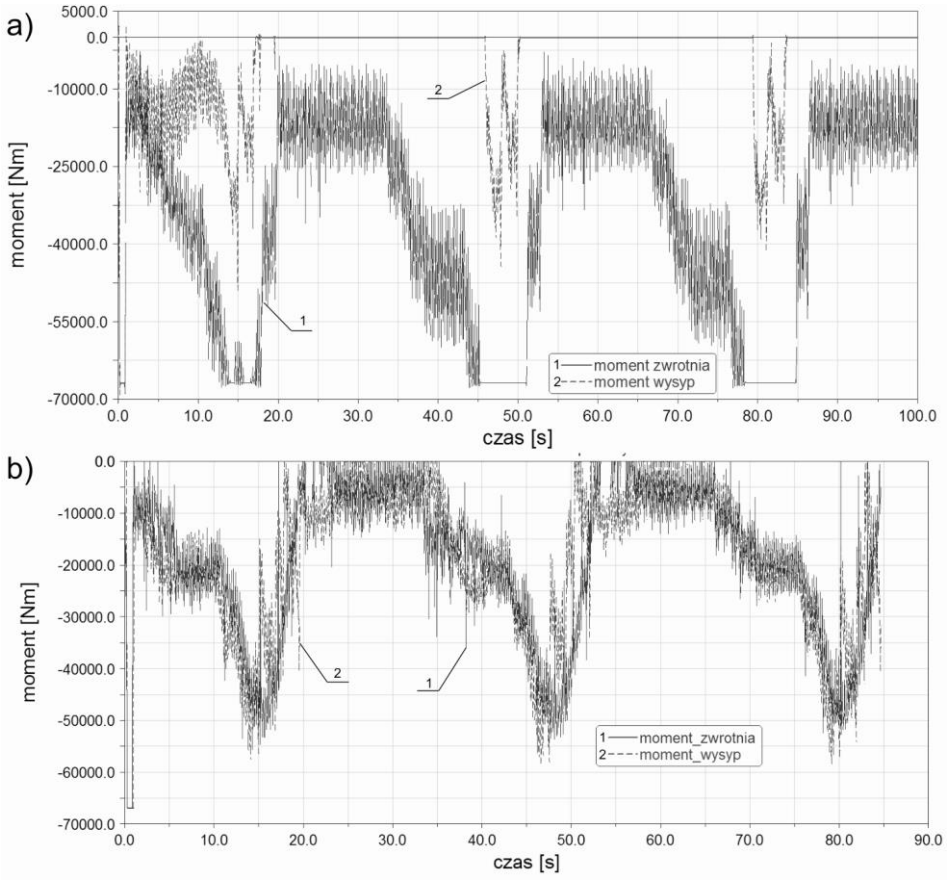
Sygnały wejściowe	Sygnały wyjściowe
– Moment napędowy na silniku wysyp – M_{nw} – Moment napędowy na silniku zwrotni – M_{nz} – Stanie wysuwu rynny teleskopowej – *wysunięcie* – Sygnał z przetwornika zwisu *(0/1)* – Sygnał z przetwornika siły nacisku łańcucha na płytę wyrzutnika – *Fn*	– Rozsunięcie/zsunięcie rynny teleskopowej – *skok* – Częstotliwość falownika silnika wysypowego – Hz_w – Częstotliwość ustawienia falownika silnika zwrotni – Hz_z

8. Wyniki symulacji numerycznych

Na podstawie zbudowanego modelu numerycznego przeprowadzono symulacje, dla różnych stanów kryterialnych przenośnika zgrzebłowego, w tym zmiennego stopnia obciążenia górnej nitki łańcucha zgrzebłowego. Pozwoliły one na dokonanie oceny prawidłowości działania algorytmu sterowania, w odniesieniu do poszczególnych podzespołów przenośnika. Sposób działania algorytmu zobrazowano przebiegami momentu napędowego generowanego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przez silnik wysypowy i zwrotny, w początkowej fazie tworzenia algorytmu (rys.8. a), oraz dla algorytmu zmodyfikowanego (rys. 8. b) [2, 3].



Rys.8. Wykresy przebiegu momentu napędowego na silniku wysypowym i zwrotnym; *a) uzyskane w wyniku symulacji we wczesnej fazie projektowania algorytmu sterowania, b) w wyniku symulacji ze zmodyfikowaną wersją algorytmu sterowania* [2]

Podczas symulacji z zastosowaniem początkowej wersji algorytmu sterowania można zaobserwować znaczną różnicę wartości momentu na obu silnikach (udział napędu wysypowego w transporcie urobku był wyraźnie mniejszy niż napędu zwrotnego). Po modyfikacji algorytmu nastąpiło wyrównanie wartości momentu na obu silnikach. Zmodyfikowana wersja algorytmu sterowania wpłynęła korzystnie na pracę przenośnika.

9. Podsumowanie

Opracowana i zastosowana w ramach projektu ICON metoda wspomagania tworzenia algorytmu sterowania przenośnikiem zgrzebłowym umożliwiła przeprowadzenie testów poprawności jego działania. Metodę utworzono dzięki

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zastosowaniu co-symulacji pomiędzy oprogramowaniem służącym do analizy kinematyki i dynamiki układów wieloczłonowych klasy MBS (MSC.ADAMS) oraz środowiskiem oprogramowania MatLab/Simulink. Testy algorytmu sterowania z wykorzystaniem narzędzi wirtualnego prototypowania umożliwiły wykrycie błędów. Możliwe było zoptymalizowanie kodu algorytmu oraz jego przetestowanie przed wdrożeniem na materialnej maszynie. Takie podejście skróciło czas testów stanowiskowych oraz zminimalizowało ryzyko popełnienia błędów w docelowej maszynie.

Analiza wyników symulacji pozwoliła na sformułowanie następujących stwierdzeń:

- optymalne, w aspekcie utrzymania właściwej proporcji mocy silnika napędu wysypowego i zwrotnego, jest sterowanie częstotliwością jednego silnika napędowego, przy zachowaniu stałej częstotliwości zasilania drugiego,
- korzystnym dla funkcjonowania algorytmu jest zadekretowanie silnika napędu wysypowego jako nadrzędnego (master), natomiast silnika napędu zwrotnego, jako podrzędnego (slave),
- w pewnych uwarunkowaniach obciążenia przenośnika urobkiem, bez odpowiednich kroków regulacyjnych, na napędzie zwrotnym może dochodzić do nadmiernego luzowania łańcucha zgrzebłowego, co może powodować uszkodzenie napędu,
- celowym wydaje się wprowadzenie na napędzie zwrotnym przetwornika do wykrywania stanu nadmiernego luzowania łańcucha.

Przedstawiona w monografii metoda jest przykładem nowoczesnego i innowacyjnego zastosowania komputerowych metod analiz numerycznych i wirtualnego prototypowania we wspomaganiu prac związanych z doskonaleniem i rozwojem technologicznym maszyn dla górnictwa węgla kamiennego.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Ścianowy przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem regulacji parametrów pracy napędów” (akronim ICON, umowa nr INNOTECH-K1/IN1/10/155668/NCBR/12), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Dolipski M.: Dynamika przenośników łańcuchowych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1997.
2. Opracowanie algorytmu sterowania wyrównywaniem obciążeń napędów przenośnika. Raport projektu badawczego ICON: System wyrównywania

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

obciążeń napędów wysoko wydajnych przenośników zgrzebłowych. Ścieżka programowa In-Tech. Gliwice, 2012 (materiały nie publikowane).

3. Opracowanie wirtualnego dyskretnego modelu przenośnika wraz z modelem jego sterowania, przeprowadzenie testowych symulacji numerycznych modelu. Raport projektu badawczego ICON: System wyrównywania obciążeń napędów wysoko wydajnych przenośników zgrzebłowych. Ścieżka programowa In-Tech. Gliwice, 2012 (materiały nie publikowane).
4. Suchoń J.: Górnicze przenośniki zgrzebłowe. Budowa i zastosowanie. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Systemy wbudowane w zespołach sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji dla górnictwa

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Mariusz Latos - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Oprogramowania maszyn i urządzeń stają się coraz bardziej rozbudowane, a jednocześnie coraz bardziej przyjazne dla użytkowników. Zaawansowane interfejsy człowiek – maszyna, wyposażone w graficzne, dotykowe wyświetlacze oraz skomplikowane interfejsy komunikacyjne, wymagają większej mocy obliczeniowej zastosowanych procesorów. Skomplikowane oprogramowania stawiają również wyższe wymagania projektowe, stąd coraz chętniej sięga się po systemy wbudowane, a rezygnuje się z rozwiązań z kodem pisanym odrębnie. Dzięki temu następuje ochrona pamięci pomiędzy procesami i wyklucza się zagrożenie związane z unieruchomieniem systemu na skutek błędów w aplikacjach.

2. Potrzeba stosowania systemów wbudowanych w górnictwie

Warunki pracy maszyn i urządzeń w górnictwie uwarunkowane są m.in. występującym zagrożeniem wybuchem metanu i pyłu węglowego, pracą pod dużymi obciążeniami, w wysokiej temperaturze i wilgotności. Zapewnienie bezpieczeństwa ich pracy wymaga zatem stosowania specjalistycznych rozwiązań układów diagnostyki i sterowania [2].

Warunki pracy wymuszają m.in. konieczność bieżącego diagnozowania ich stanu technicznego. Coraz częściej stosowane są systemy, umożliwiające rejestrację parametrów pracy i pozwalających określić przyczyny występowania awarii. Pozwalają również ocenić czy dana maszyna była eksploatowana zgodnie z jej przeznaczeniem [1, 3, 9]. W ITG KOMAG prowadzony jest szereg prac badawczo-rozwojowych na rzecz bezpieczeństwa pracy, m.in. poprzez automatyzację procesów produkcyjnych. Zaprojektowano system wibrodiagnostyczny VITO, który pozwala wykryć uszkodzenia podczas pracy maszyny pod dużym, zmiennym obciążeniem, poprzez zmianę wartości parametrów charakteryzujących dynamikę urządzenia [8, 6]. Trwają również prace nad czujnikami samozasilającymi. umożliwiającymi monitorowanie parametrów istotnych w zakresie bezpieczeństwa załogi [4]. Realizowane są także projekty mające na celu wdrożenie techniki zdalnego sterowania kombajnem chodnikowym, na podstawie określania położenia i orientacji kombajnu chodnikowego w wyrobisku korytarzowym, z wykorzystaniem zjawiska falowego [7]. Opracowana jest również metoda samoorganizacji złożonych systemów komunikacyjnych [5], stosowana w telekomunikacji

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

i wykorzystująca z dużym powodzeniem urządzenia bazujące na systemach wbudowanych.

Opracowane systemy sterowania, transmisji danych, diagnostyki oraz wizualizacji, wymagają zastosowania systemu wbudowanego, który przyśpieszy i usprawni prace w zakresie oprogramowania poszczególnych modułów i poszerzy możliwości ich adaptacji i modyfikacji. Istotną zaletą systemu wbudowanego jest posiadanie własnych sterowników umożliwiających obsługę magistral komunikacyjnych (USB, CAN, Ethernet itp.). Programista może zatem ograniczyć czas na opracowywanie bibliotek obsługujących poszczególne magistrale komunikacyjne. System wbudowany posiada również sterowniki, do wybranych typów urządzeń peryferyjnych (np. wyświetlacze LCD).

3. Charakterystyka systemu wbudowanego Linux

Najbardziej rozpowszechnionym systemem wbudowanym jest system Linux Embedded. Stanowi on przykład otwartego oprogramowania, którego kod źródłowy może być dowolnie wykorzystywany, modyfikowany i rozpowszechniany. Jest on stosowany w takich urządzeniach, jak: telefony komórkowe, tablety, odtwarzacze multimedialne, dekodery i inne urządzenia elektroniki użytkowej. Znajduje zastosowanie także w przemyśle i medycynie (do kontroli maszyn i urządzeń). Linux instalowany jest w mikrokomputerach (ARM, PPC, MIPS, PowerPC, Sun SPARC, Motorola 68000, AVR32, PIC32) oraz w platformach typu PC. Jego główne cechy to:

- brak konieczności zakupu kosztownych licencji,
- dostępność na wielu platformach sprzętowych,
- otwarty kod źródłowy,
- skalowalność,
- wielozadaniowość,
- wielowątkowość,
- ochrona pamięci,
- łatwy w obsłudze tryb okienkowy,
- wbudowana obsługa wielu protokołów sieciowych.

Prostota systemu Linux Embedded pozwala na tworzenie rozbudowanych i bezpiecznych urządzeń. Jego stosowanie staje się niezbędne, gdy istnieje potrzeba używania zaawansowanych interfejsów komunikacyjnych. System ma wbudowane sterowniki przeznaczone do obsługi większości typowych urządzeń sieciowych oraz stosy WiFi, TCP/IP, USB HOST itp.

Dzięki możliwości zastosowania interfejsu użytkownika z dużym, kolorowym wyświetlaczem TFT, wraz z panelem dotykowym, można

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

niewielkim nakładem środków projektować skomplikowane interfejsy graficzne, służące do odtwarzania grafiki rastrowej za pomocą aplikacji multimedialnej, wyposażonej w bogate biblioteki kodeków. Linux Embedded sprawdza się również w urządzeniu z interfejsem sterowanym przez przeglądarkę WWW, z bezpiecznym protokołem HTTPS oraz dużą liczbą dynamicznie generowanych stron. W takim przypadku istnieje możliwość wykorzystania standardowego serwera i przygotowanie rozbudowanych aplikacji [11].

System Linux steruje skomplikowanymi, niezależnymi procesami, gwarantuje prawidłowe działanie nawet w przypadku uszkodzenia jednego z aktywnych procesów. Zdecydowano się na implementację systemu Linux Embedded w projektowanym module bazowym systemów sterowania.

4. Platformy sprzętowe

Instalacja systemu wbudowanego Linux wymaga zastosowania wydajnego procesora z jednostką zarządzania pamięcią MMU oraz zewnętrzną pamięcią RAM, o odpowiednim rozmiarze. W celu zapewnienia odpowiedniej pracy systemu, procesor powinien spełniać następujące minimalne wymagania sprzętowe:

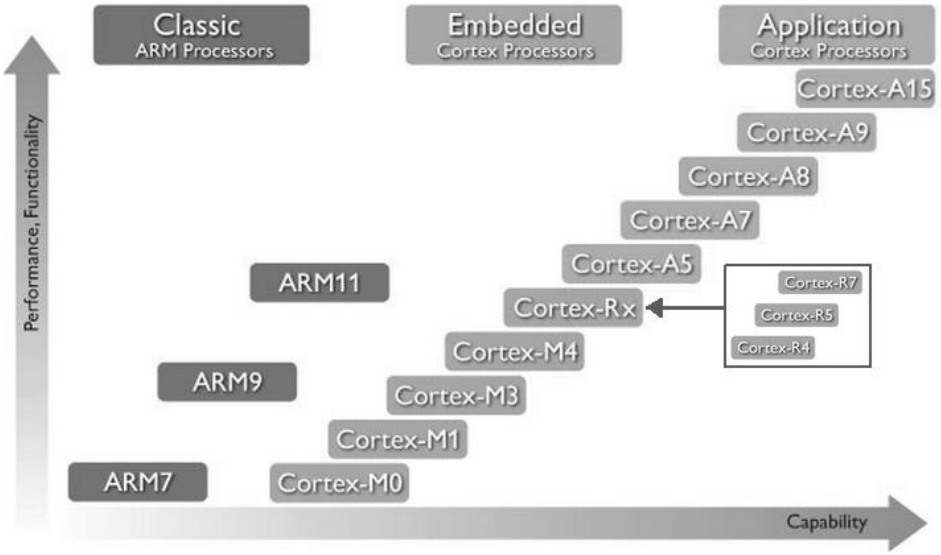
- procesor: 32-bitowy,
- taktowanie procesora: 200 MHz,
- pamięć RAM: 32 MB,
- pamięć masowa (FLASH/Karta SD): 32 MB.

Platformy sprzętowe, na których instalowany będzie system operacyjny Linux, powinny dysponować pamięcią operacyjną co najmniej 32 MB. Ze względu na elastyczność Linuxa i możliwość jego precyzyjnej konfiguracji, można również uruchomić system na urządzeniach dysponujących mniejszą pamięcią. Należy jednak pamiętać, że wewnętrzna pamięć procesora, która z reguły ma kilkaset kilobajtów, może być niewystarczająca.

System Linux Embedded jest najbardziej uzasadniony w procesorze wybranym z rodziny ARM (*Advanced RISC Machine*) (rys. 1). Jego poszczególne komponenty posiadają największe wsparcie dla procesorów wyposażonych w rdzeń ARM. Z tego względu jest to architektura najczęściej wykorzystywana w systemach wbudowanych.

ARM to procesory 32 bitowe z architekturą typu RISC.

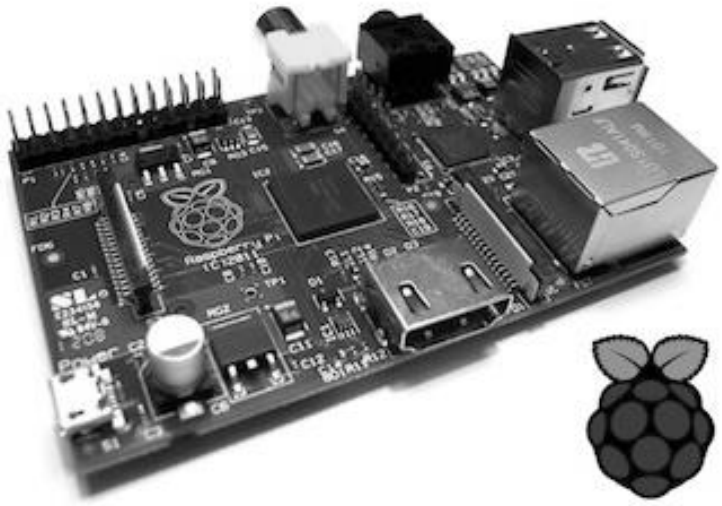
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Rodzina procesorów ARM [13]

Przeprowadzona analiza rozwoju automatyki przemysłowej pozwoliła na wybranie dostępnych w handlu platform sprzętowych, zbudowanych w oparciu o procesor z rdzeniem ARM, na których będzie można zaimplementować system operacyjny Linux Embedded i zastosować w projektach realizowanych w KOMAG-u:

– Moduł RaspberryPi firmy Raspberry Pi Foundation (rys. 2).



Rys.2. Moduł Raspberry Pi [14]

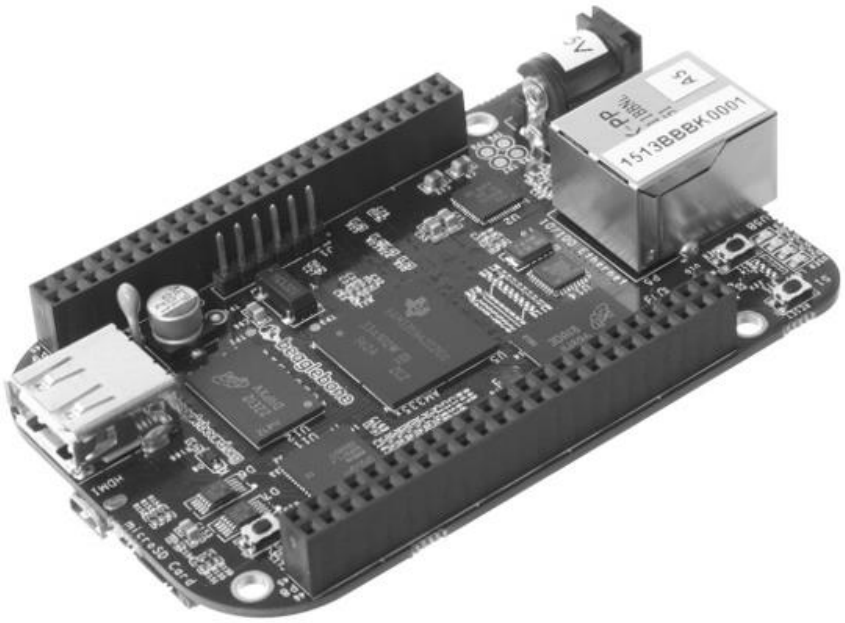
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dane techniczne modułu RaspberryPi

Tabela 1

Dane techniczne	
Procesor	ARM1176JZF-S 700 MHz
Pamięć	SDRAM - 512 MB
Porty komunikacyjne	2xUSB 2.0, HDMI, RCA, UART, I2C, SPI, 10/100 Ethernet, 8xGPIO
Pamięć zewnętrzna	SD/MMC/SDIO
Zasilanie	5V/700 mA

– Moduł Beagle Bone Black firmy Texas Instruments (rys. 3).



Rys.3. Moduł Beagle Bone Black [14]

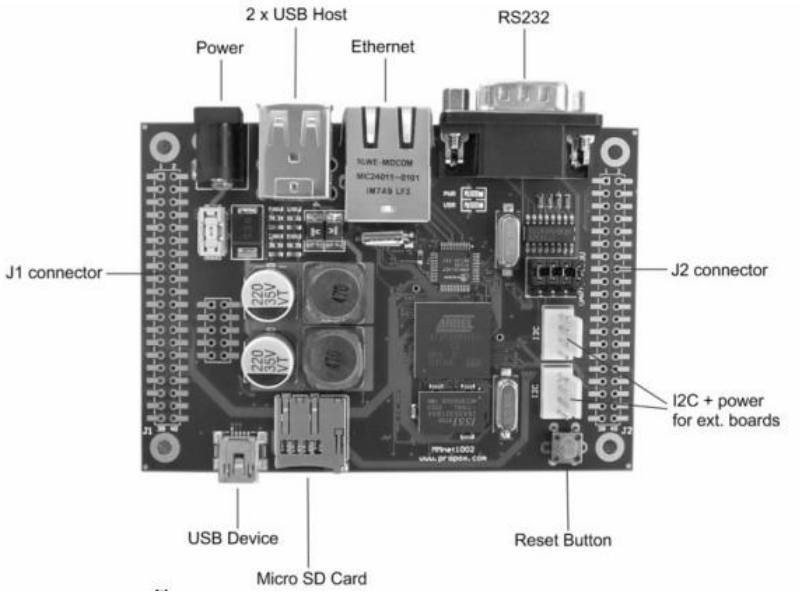
Dane techniczne modułu Beagle Bone Black

Tabela 2

Dane techniczne	
Procesor	Sitara XAM3359AZCZ100 1 GHz
Pamięć	DDR3 - 512 MB
Porty komunikacyjne	2xUSB 2.0, HDMI, I2C, SPI, 10/100 Ethernet, 8xGPIO
Pamięć zewnętrzna	SD/MMC/SDIO
Zasilanie	5V/700 mA

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– Moduł MMnet1002 firmy Propox (rys. 4).



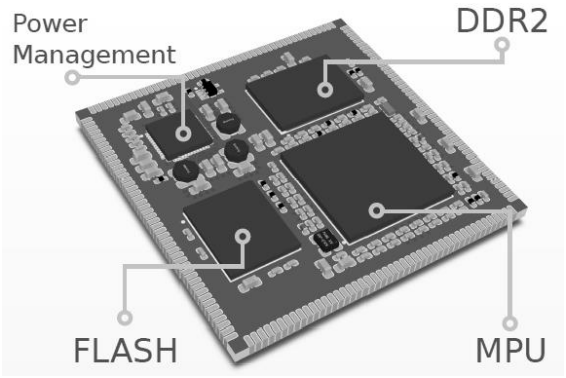
Rys.4. Moduł bazowy MMnet1002 [15]

Dane techniczne modułu MMnet1002

Tabela 3

Dane techniczne	
Procesor	ARM926-EJ AT91SAM9260 400 MHz
Pamięć	SDRAM - 64 MB
Porty komunikacyjne	2xUSB 2.0, RS232, I2C, 10/100 Ethernet, GPIO
Pamięć zewnętrzna	SD/MMC/SDIO
Zasilanie	8-35 V

– Moduł SOMAM335x (rys. 5)



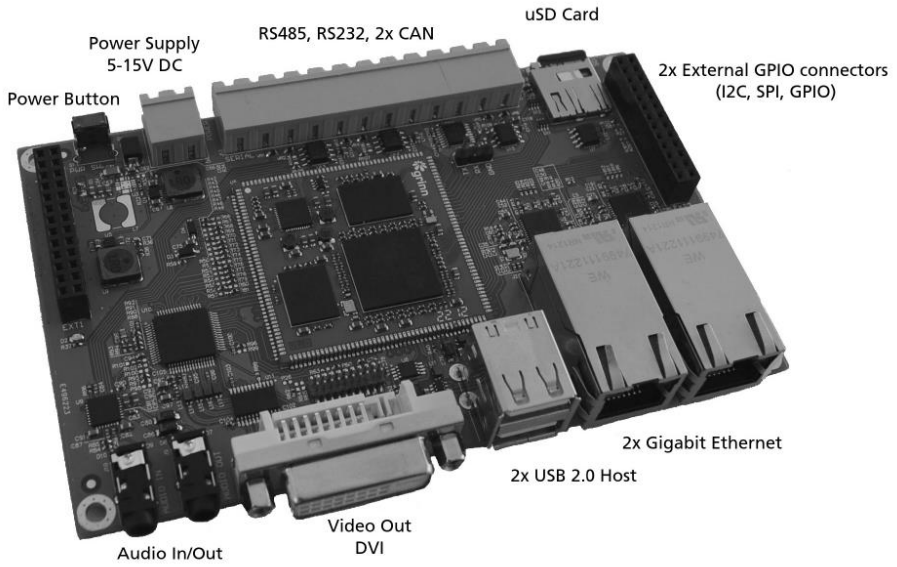
Rys.5. Moduł SOMAM335x [16]

Dane techniczne modułu SOMAM335x

Tabela 4

Dane techniczne	
Procesor	AM3352 - TI ARM Cortex-A8 720MHz
Pamięć	RAM DDR2 – 128 MB, ROM NAND Flash 256 MB
Porty komunikacyjne	2x 10/100/1000 Ethernet 2x USB2.0 High-Speed OTG with PHY, 2x CAN, 6x UART, 2x McASP, 2x SPI, 3x I2C 3x enhanced High-Resolution PWM
Pamięć zewnętrzna	SD/MMC/SDIO
Zasilanie	3,3-5 V

Moduł SOMAM335x, dzięki optymalnej budowie, umożliwi łatwą implementację we wszystkich projektach ITG KOMAG. Producent modułu posiada również w swojej ofercie moduł bazowy DevKit do oferowanego modułu SOMAM335x (rys. 6).



Rys.6. Moduł bazowy [16]

Istnieje zatem możliwość projektowania własnych platform sprzętowych opartych na wybranym typie mikrokontrolera, wraz z odpowiednimi zasobami

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

pamięci zewnętrznej, wystarczającej do zaimplementowania wybranego systemu wbudowanego. Ponieważ układy mikroprocesorowe dedykowane do systemów czasu rzeczywistego pracują zwykle z częstotliwością rzędu setek MHz, projektowany układ należy dostosować do propagacji sygnałów o tak wysokich częstotliwościach. Takie podejście wymagać będzie specjalistycznych narzędzi programowych, których cena jest jednak bardzo wysoka i nie zawsze adekwatna do skali realizowanego projektu. Optymalnym rozwiązaniem być może wykorzystanie jednego z przedstawionych gotowych modułów sprzętowych i jego adaptacja w realizowanych projektach jako jednostki sterującej.

Ze względu na łatwość implementacji mechanicznej, a także największą liczbę interfejsów komunikacyjnych, oraz typ procesora pozwalającego na implementację wybranej dystrybucji systemu Linux Embedded, zdecydowano się na wykorzystanie jednostki sprzętowej SOMAM335x.

5. Budowa i implementacja systemu wbudowanego

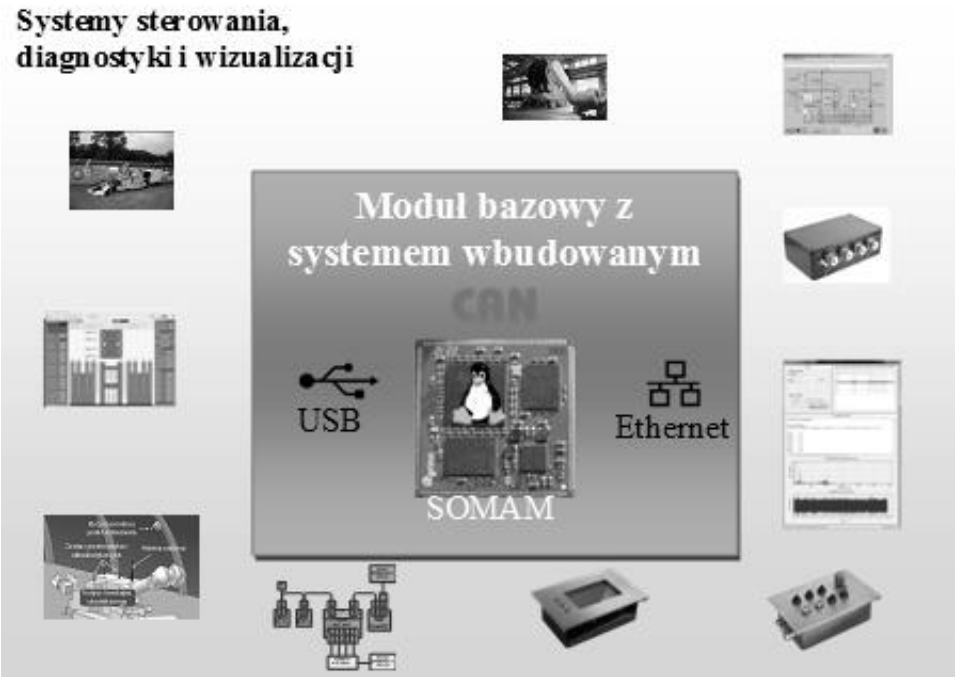
System Linux Embedded w wybranej dystrybucji, będzie implementowany w procesorze ARM modułu SOMAM3352, tworząc w ten sposób wbudowany system operacyjny. Przygotowany, kompletny system będzie skompilowany do postaci pliku binarnego, który umieszcza się w pamięci Flash urządzenia. Po włączeniu zasilania platformy procesora, obraz systemu zostanie załadowany z pamięci Flash do pamięci operacyjnej przez program Bootloader.

Ogólną strukturę systemu Linux Embedded przedstawiono na rysunku 7. Można w niej wyróżnić następujące elementy:

- jądro systemu – zapewnia sterowniki urządzeń, ogólne sterowniki mechanizmów (stos sieciowy, systemy plików, mechanizmy komunikacji, separacje procesów, współbieżny dostęp do sprzętu),
- główny system plików – drzewo katalogów i plików, w którym znajdują się:
  - biblioteki – współdzielone fragmenty programów,
  - aplikacje – w skład tej grupy wchodzą:
    - podstawowe programy – powłoka, programy w niej działające do operacji na plikach i katalogach, procesach, konfiguracji sieci itp.,
    - dodatkowe aplikacje – środowisko graficzne, kodery/dekodery audio/wideo, przeglądarka itp.,
    - skrypty – pliki tekstowe zawierające polecenia interpretowane przez powłokę, służą często do konfiguracji systemu, startu, zatrzymywania innych procesów.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

6. Wdrożenie systemu



Rys.7. Platforma systemu wbudowanego ITG KOMAG [źródło: opracowanie własne]

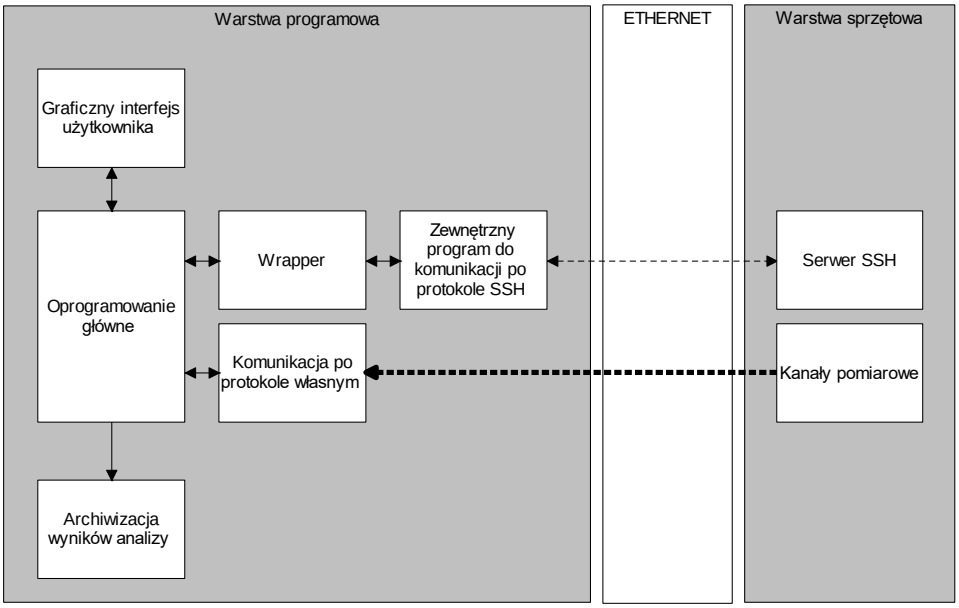
Wykorzystywane interfejsy układu z systemem wbudowanym (rys. 7.) będą spełniać wymogi dyrektywy ATEX.

Opracowany moduł bazowy z systemem wbudowanym będzie wykorzystywany w pracach nad wyeliminowaniem problemu powstającego na etapie instalacji urządzeń i ich uruchamiania. Błędy powstające na tym etapie są krytyczne w odniesieniu do funkcjonowania całego systemu, a korekty często są czasochłonne i generują znaczne koszty. Dodatkowo, błędy montażu w prototypach zafałszowują wyniki pomiarów i uniemożliwiają diagnozowanie przyczyn nieprawidłowego działania. Rozwiązaniem problemu, a także innych możliwych nieprawidłowości działania układu opartego o system wbudowany, będzie uniwersalne oprogramowanie testujące, wraz z konfiguratorem systemu wbudowanego.

Uproszczoną strukturę oprogramowania przedstawiono na rysunku 8. Oprogramowanie będzie posiadać graficzny interfejs użytkownika. Wyniki testów będą archiwizowane w specjalnie do tego celu zaprojektowanej bazie danych, oraz/lub w plikach na lokalnym dysku twardym. Polecenia i dane konfiguracyjne będą wysyłane do urządzenia sprzętowego poprzez protokół

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

SSH. Dane pomiarowe z odpowiednich kanałów będą odbierane z użyciem protokołu własnego, pracującego z wykorzystaniem interfejsu ETHERNET.



Rys.8. Struktura oprogramowania [10]

7. Podsumowanie

Przedstawiona koncepcja modułu bazowego systemów sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji, w oparciu o system wbudowany umożliwia jego wykorzystanie w urządzeniach sterujących oraz diagnozujących pracę maszyn i urządzeń. Pozwoliło to na zmniejszenie czasu niezbędnego do realizacji projektu i wyeliminuje szereg błędów programowych oraz sprzętowych, charakteryzujących urządzenia na wczesnym etapie rozwoju.

W koncepcji wykorzystano zestaw narzędzi programowych i sprzętowych umożliwiających budowę modułu bazowego z wbudowanym systemem operacyjnym. Projektowane urządzenia opierać się będą na module SOMAM335x, w którym zaimplementowany zostanie system Linux Embedded.

Zastosowanie systemów wbudowanych umożliwi zwiększenie sprawności i efektywności realizowanych projektów urządzeń sterujących oraz diagnozujących pracę maszyn i urządzeń.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Jura J., Bartoszek S., Jagoda J., Stankiewicz K.: Magistrala CAN w roboczych maszynach ciężkich. KOMTECH 2010, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność – Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2010 s. 345-352.
2. Jura J., Bartoszek S., Jagoda J., Jasiulek D., Stankiewicz K., Krzak Ł.: System sterowania KOGASTER - nowe trendy w budowie maszyn górniczych. Masz. Gór. 2014 nr 2 s. 43-49, ISSN 0209-3693.
3. Stankiewicz K., Jura J., Bartoszek S., Jagoda J.: System diagnostyczny ładowarki bocznie wysypującej bazujący na iskrobezpiecznej magistrali CAN. Masz. Gór. 2011 nr 4 s. 19-24.
4. Jasiulek D.: Propozycje zastosowania czujników samozasilających się w przemyśle wydobywczym. Przegląd Górniczy nr 1/2014.
5. Stankiewicz K.: Koncepcja metody samoorganizacji złożonego systemu komunikacyjnego do zastosowań w górnictwie. KOMTECH 2012, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012 s. 329-337.
6. Latos M., Bartoszek S., Rogala-Rojek J.: Diagnostic of underground mining machinery. MMAR 2014 19th International Conference on Methods and Models in Automation and Robotics, 2-5 September 2014, Międzyzdroje, Poland.
7. Bartoszek S.: Metoda pozycjonowania górniczych maszyn mobilnych w wyrobiskach korytarzowych. KOMTECH 2012, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność – Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012 s. 387-399.
8. Bartoszek S., Jagoda J., Jasiulek D., Jura J., Latos M., Stankiewicz K.: System wibrodiagnostyczny maszyn górniczych. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 s. 347-363; 1,08 ark. wyd., ISBN 978-83-60708-78-1.
9. Jasiulek D., Świder J.: Mechatronic systems in mining roadheaders – examples of solutions Miesięcznik Pomiary Automatyka Robotyka (ISSN 1427-9126, Indeks 339512), nr 1/2013.
10. „Systemy sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji w oparciu o systemy wbudowane.” Sprawozdanie z realizacji pracy statutowej ITG KOMAG 2014, praca nie publikowana.
11. Bis M. “Linux w systemach embedded”, wydawnictwo BTC, Warszawa 2011.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

12. Skalski Ł.: „Linux podstawy i aplikacje dla systemów embedded” BTC, Legionowo 2012.
13. Strona internetowa www.arm.com
14. Strona internetowa www.kamami.pl
15. Strona internetowa www.propox.com
16. Strona internetowa www.grinn.pl

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Inteligentne systemy sterowania ruchem ścianowych przenośników zgrzebłowych produkcji Kopex Machinery S.A.

Stanisław Tytko, Eugeniusz Stanek - KOPEX Machinery S.A., **Adam Siedlaczek** - Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK "Marcel"

1. Wstęp

Zapotrzebowanie na inteligentny wysoko wydajny, niezawodny, ścianowy przenośnik zgrzebłowy, wynika z faktu, że jest on podstawowym urządzeniem wchodzącym w skład kompleksu ścianowego i w związku z tym współdecyduje o zdolności wydobywczej eksploatowanej ściany węglowej.

W obecnym najczęściej spotykanym modelu kopalni eksploatowane są 1-3 kompleksy ścianowe, a niedyspozycyjność jednego z nich generuje olbrzymie straty produkcyjne.

W zakresie rozwoju konstrukcji kombajnów ścianowych osiągnięto w ostatnim okresie bardzo duży postęp.

W rozwoju konstrukcji ścianowych przenośników zgrzebłowych można stwierdzić, że wymagają one dopracowania technicznego w zakresie np.:

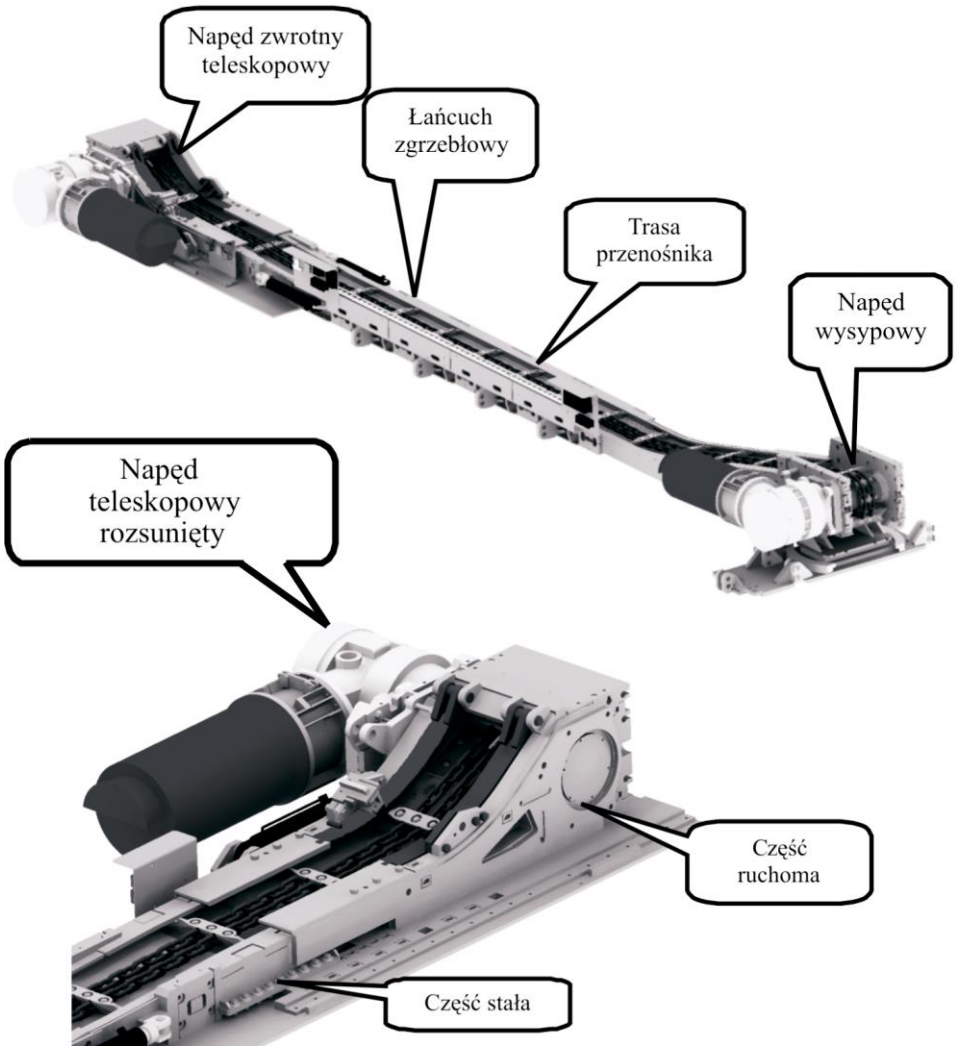
- monitoringu stanów rzeczywistych przenośnika,
- automatycznej regulacji parametrów pracy napędów w odniesieniu do rzeczywistych chwilowych stanów pracy przenośnika,
- dostosowaniu prędkości cięgna łańcuchowego przenośnika w stosunku do rzeczywistej prędkości kombajnu ścianowego.

Ścianowy przenośnik zgrzebłowy spełniający podstawową funkcję transportową spełnia dodatkowo funkcję integrującą maszynę urabiającą oraz obudowę zmechanizowaną.

Funkcja transportowa przenośnika zgrzebłowego realizowana jest przy wykorzystaniu górniczego łańcucha ogniwowego. Łańcuch ogniwowy posiadający własności sprężyste, obciążany jest nierównomiernie strugą niejednolitego urobku, co jest powodem generowania zakłóceń we współpracy znacznie oddalonych od siebie jednostek napędowych ścianowego przenośnika zgrzebłowego. Łańcuch zgrzebłowy pracuje więc pod różnym obciążeniem, które podczas pracy przenośnika ulega ciągłym zmianom wskutek zmiennej wielkości nadawy urobku na przenośnik oraz zmianom konfiguracji jego ułożenia w ścianie.

Z tego też powodu cięgna łańcuchowe są zwykle najbardziej awaryjnymi elementami przenośników zgrzebłowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

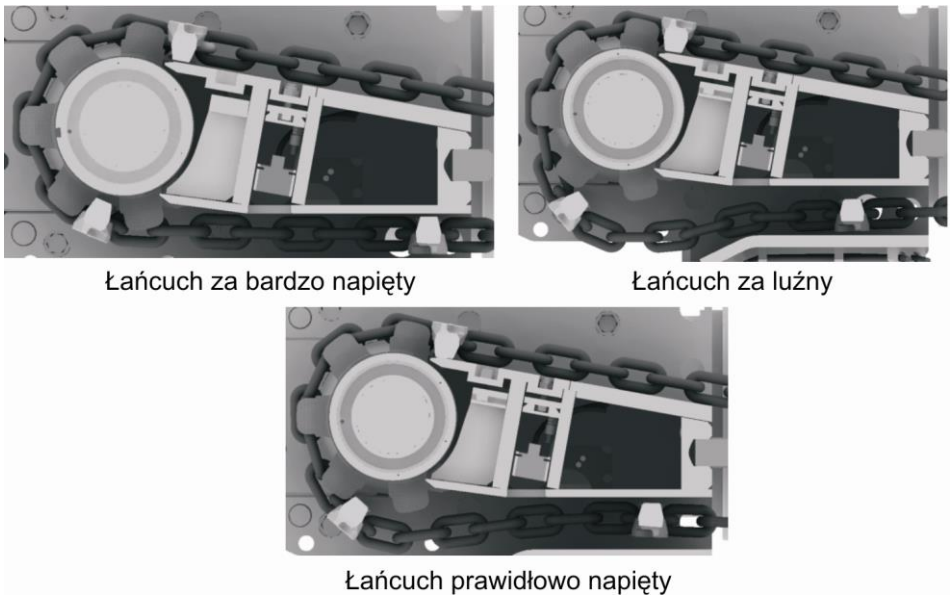


Rys.1. Przenośnik RYBNIK 850 z napędem zwrotnym teleskopowym (źródło: opracowanie własne)

Aby zapewnić bezawaryjną pracę cięgna łańcuchowego należy utrzymywać jego właściwe napięcie, aby przy najniekorzystniejszych warunkach pracy cięgna nie dochodziło do jego nadmiernego luzowania się, co może doprowadzić do różnych perturbacji ruchowych. Z kolei zbyt duże napięcie cięgna łańcuchowego powoduje zwiększenie intensywności zużycia ściernego łańcuchów, gwiazd, zgrzebeł i rynien oraz zwiększenie poboru mocy przez jednostki napędowe. Aby zapewnić utrzymanie prawidłowego napięcia cięgna łańcuchowego w zmieniających się warunkach pracy przenośnika skonstruowano teleskopowy napęd zwrotny, który umożliwia przemieszczanie bębna

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

napędowego zwrotnego względem bębna napędowego wysypowego. Rozwiązanie takie uzupełnione odpowiednim układem sterowania pozwala bez zatrzymywania pracy przenośnika kompensować wydłużenie sprężyste łańcuchów, wynikające ze zmian obciążenia przenośnika urobkiem oraz zmian konfiguracji ułożenia przenośnika w trakcie jego pracy.



Rys.2. Stany napięcia łańcucha zgrzebłowego (źródło: opracowanie własne)

2. System regulacji parametrów pracy przenośników zgrzebłowych

Dotychczas podejmowane próby rozwiązania tego problemu były realizowane częściowo. Jako przykład można podać monitorowanie stanu siły napięcia łańcucha na napędzie zwrotnym w oparciu o wartość ciśnienia w siłowniku napinającym teleskopowy napęd zwrotny. Pomijając fakt, że ciśnienie to jest powiększane dla potrzeb pokonywania oporów przesuwania napędu, to wynika ono jednak z sumy napięcia łańcucha w górnej i dolnej części jego biegu. Tymczasem w celu poprawnego diagnozowania parametrów pracy przenośnika niezbędna jest m.in. znajomość siły napięcia łańcucha w miejscu jego zbiegania z bębna zwrotnego. Generowanie właściwej decyzji regulacyjnej może być podjęte jedynie w oparciu o kompleksowy monitoring parametrów pracy przenośnika, dlatego w proponowanym rozwiązaniu zakłada się zintegrowanie nadążnego napinania łańcucha z regulacją mocy pobieranej przez silniki jednostek napędowych. Jednym z ważniejszych elementów tego monitoringu będzie ciągły pomiar siły w łańcuchu schodzącym z bębna napędu zwrotnego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W celu właściwego, poprawnego i kompleksowego rozwiązania tego problemu powołano konsorcjum firm, które w ramach programu INNOTECH otrzymało dofinansowanie z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju (NCBR) na realizację przedmiotowego tematu.

W przedmiotowym temacie przewidziano opracowanie systemu regulacji parametrów pracy jednostek napędowych przenośnika zgrzebłowego funkcjonującego zgodnie z zaimplementowanym zintegrowanym algorytmem sterowania. Bazą do stworzenia algorytmu zintegrowanego były opracowane w tym celu:

- dynamiczny model przenośnika zgrzebłowego umożliwiający symulację zjawisk dynamicznych wpływających na nierównomierność obciążeń jednostek napędowych,
- wirtualny dyskretny model przenośnika wraz z modelem jego sterowania.

System regulacji w oparciu o stworzony zintegrowany algorytm oraz o przyjętą platformę sprzętową będzie automatycznie zmniejszał lub likwidował objawy niepoprawnej pracy przenośnika zgrzebłowego.

System ten zapewnia realizowanie następujących funkcji:

- automatyczną regulację napięcia łańcucha zgrzebłowego podczas jego rozruchu oraz w czasie pracy ustalonej,
- regulację mocy pobieranej przez napędy w taki sposób, aby jednostki napędowe pracowały przy zbliżonych mocach,
- łagodny rozruch przenośnika,
- ułatwione skracanie lub wydłużanie łańcucha podczas okresowych prac konserwacyjnych i przeglądowych,
- bezstopniową regulację prędkości łańcucha.

System regulacji w oparciu o uzyskane informacje z zespołów czujników położenia zgrzebeł oraz czujników nacisku układu sterowania będzie kontrolował stan pracy przenośnika, w wyniku czego będzie wypracowywał odpowiednie sygnały do układów wykonawczych. Regulacja będzie polegała na zmianie częstotliwości napięcia zasilającego silniki na napędach lub na zmianie wielkości rozsunięcia napędu teleskopowego.

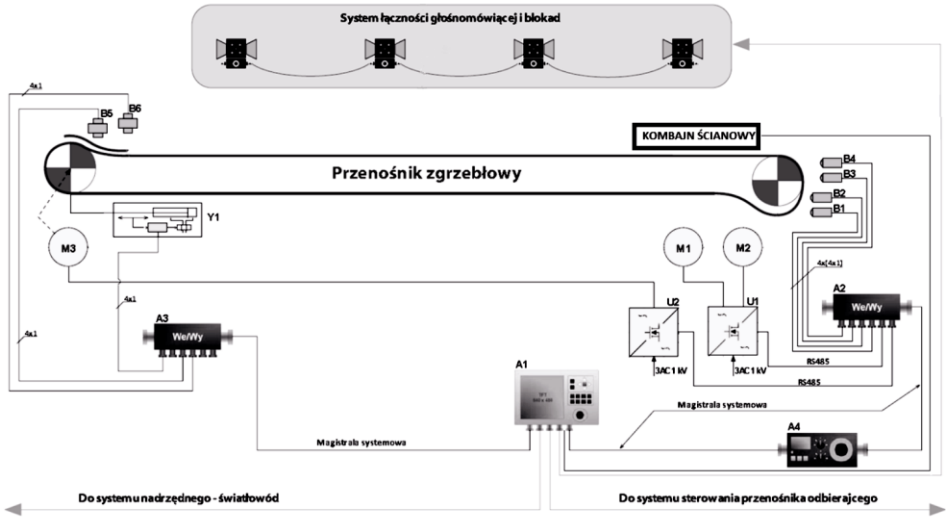
Układy wykonawcze po zrealizowaniu dyspozycji będą przekazywały informacje zwrotne o wykonaniu danego kroku regulacyjnego.

Napinanie łańcucha zgrzebłowego realizowane będzie przez teleskopowy napęd zwrotny, w którym położenie napędowego bębna łańcuchowego regulowane będzie skokowo (np. co 25 mm) za pomocą siłownika hydraulicznego z układem pomiarowym jego skoku.

Po każdej wykonanej dyspozycji napinania lub luzowania system sterowania będzie ponownie, w ściśle określonym czasie analizował stan pracy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

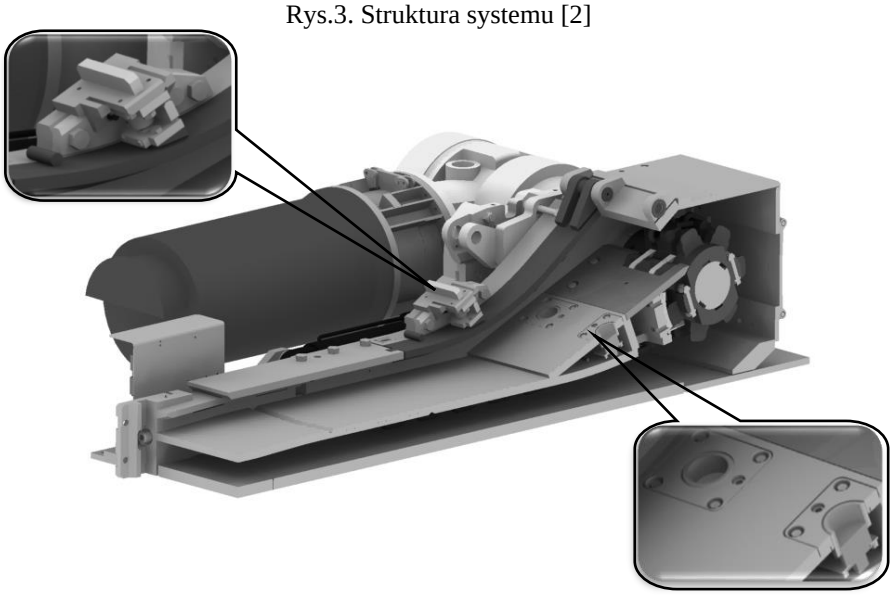
i jeżeli stan poprawny nie będzie osiągnięty, nastąpi kolejny krok regulacji, na przykład napinania lub luzowania.



Legenda:

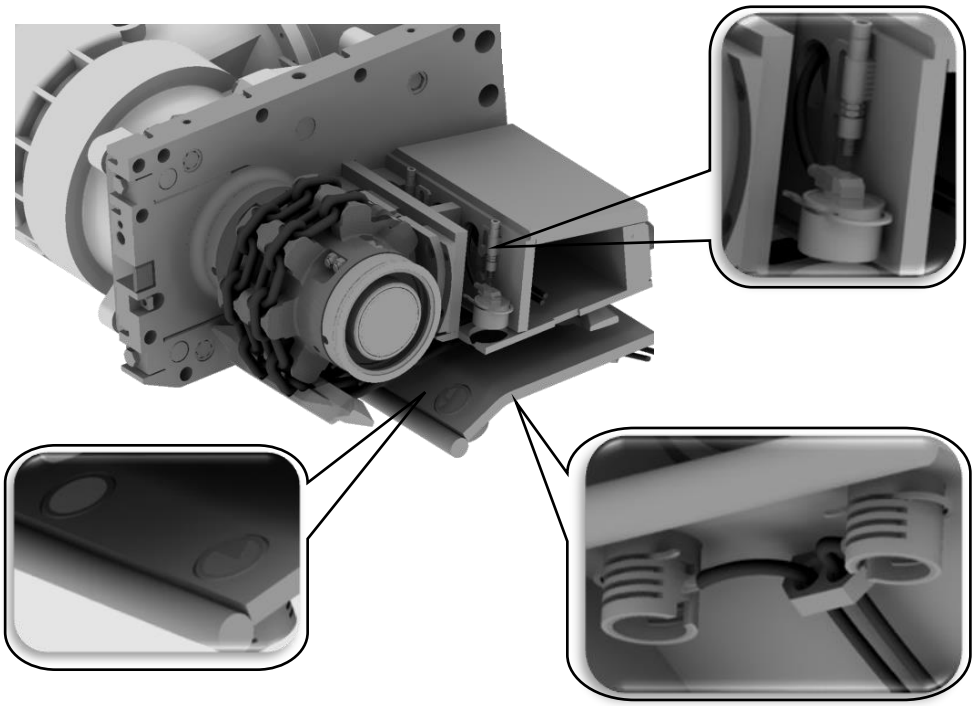
M1, M2 – silniki elektryczne napędu głównego
M3 – silnik elektryczny napędu pomocniczego
U1, U2 – przekształtniki częstotliwości
A1 – sterownik główny (nadrzędny)
A2, A3 – specjalizowane sterowniki lokalne
Y1 – zespół siłownika hydraulicznego napędu teleskopowego
A 4– pulpit sterowniczy
B1, B2– czujniki magnetyczne NW– dolne
B3, B4– czujniki magnetyczne NW– górne
B5- czujniki magnetyczne NZ
B6 – czujnik nacisku na ślizg prowadzący NZ

Rys.3. Struktura systemu [2]



Rys.4. Rozmieszczenie czujników na napędzie zwrotnym (źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5. Rozmieszczenie czujników magnetycznych na napędzie wysypowym (źródło: opracowanie własne)

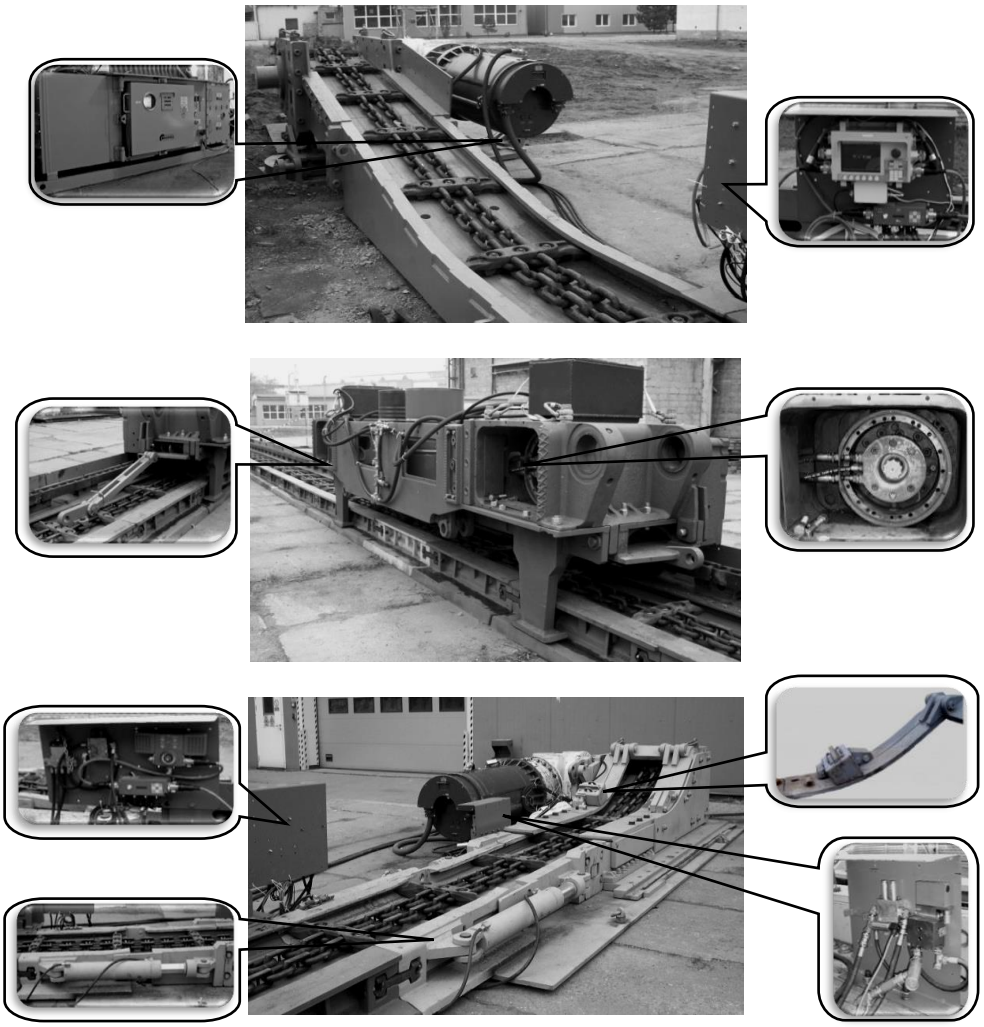
Identyfikowanie stanu luzowania lub nieluzowania łańcucha w miejscu zbiegania z gwiazdy napędowej napędu wysypowego realizowane będzie przez zastosowanie dwu par czujników ruchu usytuowanych pod i nad nitką łańcucha zgrzebłowego zbiegającego z bębna napędu wysypowego. Monitorowanie siły w łańcuchu w miejscu jego zbiegania z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego oparto na oddziaływaniu zgrzebeł na ślizg prowadzący w strefie kadłuba napędu zwrotnego. Gdy łańcuch jest naprężony, końcówki zgrzebeł ocierają o ślizg prowadzący wywierając siłę, która odpowiada składowej siły osiowej w łańcuchu. Praca systemu regulacji obiektu, którym będzie przenośnik zgrzebłowy oparta będzie na realizacji opracowanego algorytmu sterowania, który wymaga kontroli następujących stanów:

- stanu luzowania łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu wysypowego,
- stanu luzowania łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego,
- stanu napięcia łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego,
- wartości prądów pobieranych przez silniki napędu wysypowego i zwrotnego oraz częstotliwości napięcia zasilania tych silników,
- położenia tłoczyska siłownika hydraulicznego na rynnie teleskopowej napędu zwrotnego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Zestawienie i testowanie funkcjonalne przenośnika doświadczalnego wraz z układem sterowania na stanowisku prób

W oparciu o przyjętą platformę sprzętową umożliwiającą aplikację algorytmu sterowania zestawiono na stanowisku badawczym przenośnik zgrzebłowy i przeprowadzono testowanie funkcjonalne przenośnika wraz z układem sterowania.



Rys.6. Modelowe stanowisko do badań systemów regulacji parametrów pracy przenośnika (źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przenośnik zgrzebłowy do badań stanowiskowych o długości 100 m zestawiony został na bazie przenośnika typu RYBNIK 850 i składał się z następujących podzespołów i elementów:

- napęd wysypowy wraz z jednostką napędową,
- rynna dołączna napędu wysypowego,
- 59 sztuk rynien trasowych (liniowych),
- rynna teleskopowa,
- zwrotnia teleskopowa,
- osprzęt układów zasilających i sterujących przenośnik,
- sanie kombajnowe.

Najistotniejszym elementem przenośnika na stanowisku badawczym była zwrotnia teleskopowa, która przez zabudowany na niej hydrauliczny układ siłowo – sterujący realizuje funkcję automatycznego nadążnego napinania cięgna łańcuchowego przenośnika. Zmianę wartości napięcia cięgna łańcuchowego uzyskiwano przez zmianę odległości osi bębnów łańcuchowych przenośnika, co realizowane było przez specjalnie skonstruowaną do tego celu liniową rynnę teleskopową.

Do symulacji zmiennego obciążenia przenośnika urobkiem wykorzystano zmodernizowane sanie kombajnowe oraz ciągniki hydrauliczne posuwu realizujące posuw kombajnu w bezcięgnowym systemie posuwu Eicotrack. Funkcja silników hydraulicznych dzięki odpowiedniemu podłączeniu hydraulicznych przewodów zasilających zamieniona została na funkcję hamulców hydraulicznych.

Taka zamiana funkcji silnika na hamulec hydrauliczny powodowała, że koła trakowe ciągników hydraulicznych posuwu współpracujące z drabinkami zabudowanymi na rynnociągu wywoływały powstanie zmiennej siły hamującej cięgno łańcuchowe, co symulowało opory ruchu cięgna łańcuchowego pochodzące od zmiennej wielkości transportowanego urobku przez przenośnik.

4. Podsumowanie

Zrealizowane w ramach projektu ICON badania stanowiskowe w pełni potwierdziły skuteczność działania systemu regulacji parametrów pracy przenośnika zgrzebłowego. Przewiduje się, że w wyniku wdrożenia tego systemu do praktyki przemysłowej, uzyska się wymierne efekty ekonomiczne, z uwagi na możliwość właściwego wykorzystania zainstalowanej mocy napędów oraz zapewnienie prawidłowego napięcia łańcucha podczas eksploatacji przenośnika. Oczekuje się, że przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem sterowania parametrów pracy, będzie konkurencyjny na rynku krajowym i zagranicznym, ponieważ efekt ekonomiczny wynikający ze

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wzrostu trwałości i niezawodności przenośnika oraz oszczędności energii, powinien być wielokrotnie wyższy od kosztu stosowania tego systemu.

Praktyczne sprawdzenie „systemu regulacji parametrów pracy napędów ścianowego przenośnika zgrzebłowego" w dołowych warunkach eksploatacyjnych zaplanowano na miesiąc październik w kopalni KWK "Marcel".

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Ścianowy przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem regulacji parametrów pracy napędów" (akronim ICON, umowa nr INNOTECH-K1/IN1/10/155668/ NCBR/12), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Drwięga A., Szwerda K., Tytko S.: Zagadnienia regulacji obciążeń napędów w wysoko wydajnym przenośniku zgrzebłowym kompleksu ścianowego. Międzynarodowa Konferencja Techniki Urabiania 2013 TUR Kraków - Krynica.
2. Mazurczyk A., Ofiarkiewicz D.: Innowacyjny system optymalizacji pracy przenośnika zgrzebłowego. Konferencja Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2014 – Kraków 2014.
3. Tytko S., Stanek E., Sobota P., Drwięga A., Mazurczyk A.: Ścianowe przenośniki zgrzebłowe z inteligentnymi systemami regulacji parametrów pracy napędów przenośnika Konferencja „Górnictwo – perspektywy i zagrożenia", Rybnik 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rozbudowa funkcjonalności systemu rozproszonego sterowania KOGASTER

Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura - Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Łukasz Krzak** - PHU Gabrypol Sp. J.

1. Wstęp

System sterowania KOGASTER, rozwijany od kilku lat, jest układem sterowania rozproszonym wykorzystującym magistralę CAN i protokół CANopen [1, 2]. System jest przeznaczony do zabudowy w maszynach i urządzeniach górniczych do sterowania lokalnego. Filozofia budowy sprzyja jego rozbudowie, a zastosowanie magistrali CAN i protokołu CANopen [1, 2] tworzy z niego system otwarty. Modułowa budowa wykorzystująca obudowy o poziomie ochrony minimum IP54 z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych [3] znacznie ułatwia proces certyfikacji całej maszyny lub urządzenia. Dotyczy to zarówno maszyn i urządzeń nowych, jak i modernizowanych.

Dotychczasowe wdrożone moduły sterowania systemu KOGASTER do produkcji pozwalają na realizację najczęściej wykorzystywanych funkcji do monitorowania i sterowania. Potrzeby użytkowników są jednak bardzo zróżnicowane, co przyczyniło się do rozbudowy systemu. Dzięki otwartej budowie systemu rozbudowa funkcjonalna wiąże się z projektowaniem nowych modułów dostosowanych do wykorzystania w już istniejących systemach. Również zmodernizowane moduły będą mogły w przyszłości zastępować obecnie stosowane bez konieczności modyfikacji układów sterowania.

2. Możliwości funkcjonalne modułów PO-1, KS-1, MWW-1

Dotychczas w wyniku realizacji prac projektowych i wdrożeniowych prowadzonych w ITG KOMAG oraz w firmie PHU Gabrypol Sp. J. powstały moduły:

- PO-1 – Panel operatorski,
- KS-1 – Kaseta sterująco - sygnalizacyjna,
- MWW-1– Moduł wejść - wyjść.

Panel operatorski PO-1, wraz z kasetą sterującą KS-1, zaprojektowano jako połączenie interfejsu człowiek–maszyna i sterownika zarządzającego modułami sterowania rozproszonego KOGASTER.

Panel operatorski (rys. 1) jest zespołem automatyki przemysłowej przystosowanym do działania w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Składa się on z kolorowego wyświetlacza LCD o rozdzielczości 800x480, wejść i wyjść dwustanowych, wejść analogowych oraz

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

cyfrowych interfejsów, takich jak CAN, Ethernet i USB. Panel posiada dwa wykonania. Wykonanie pierwsze oznaczone „LAN", wyposażone jest w interfejs Ethernet, a wykonanie drugie, oznaczone jako „OPTO", wyposażone jest w interfejs Ethernet wykorzystujący światłowód. Panel umożliwia także tworzenie redundantnych układów sterowania z wykorzystaniem magistrali CAN. Jest to realizowane poprzez dwa niezależne, izolowane galwanicznie interfejsy CAN. Redundancja obejmuje również układ zasilania. Panel może być zasilany z dwóch niezależnych zasilaczy iskrobezpiecznych.

Rys.1. Panel operatorski PO-1 (TEST 13 ATEX 0073X) [4]

W typowej konfiguracji, w układzie sterowania maszyny, panel połączony jest z kasetą sterującą KS-1 (rys. 2). Kaseta jest wyposażona w przyciski, lampki sygnalizacyjne oraz wyłącznik awaryjny. W zależności od przeznaczenia można zastosować różne przełączniki oraz lampki LED.

Rys.2. Kaseta sterująca KS-1 (TEST 13 ATEX 0072X) [5]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Panel operatorski PO-1 może być wykonany w trzech wersjach, związanych z dostępnością interfejsu Ethernet. Wykonanie podstawowe nie zawiera interfejsu Ethernet. Dwa pozostałe wykonania posiadają następujące oznaczenia:

- „LAN" - interfejs przewodowy Ethernet 100 Mb iskrobezpieczny,
- „OPTO" - interfejs światłowodowy 100 Mb (światłowód wielomodowy).

Interfejs USB panelu wyprowadzony do wewnątrz obudowy, służy do podłączania pamięci pendrive PO-1/PN oraz do zapisu danych przetwarzanych przez układ sterowania. Może również pełnić rolę nośnika danych funkcji „data logger". Jego wykorzystanie zależy od programu nadrzędnego panelu, opracowywanego indywidualnie i dedykowanego do konkretnej implementacji.

Na rysunku 3 pokazano miejsce zabudowy pamięci pendrive PO-1/PN, dostępnej po odkręceniu tylnej pokrywy panelu. Dane magazynowane w pamięci mogą być odczytane poprzez sieć Ethernet, z wykorzystaniem złącz LAN lub OPTO, bez otwierania i demontowania panelu.

Rys.3. Instalacja pendrive PO-1/PN [4]

System sterowania z wykorzystaniem PO-1 i KS-1 realizuje następujące funkcje:

- redundancja magistrali CAN,
- „gateway" pomiędzy magistralami CAN,
- „gateway" pomiędzy magistralą CAN, a magistralą ETHERNET,
- rejestracja parametrów układu sterowania, z zapisem w pamięci FLASH (funkcja czarnej skrzynki),
- obsługa analogowego manipulatora,
- możliwość podłączenia 16 wejść i 8 wyjść dwustanowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Kolejnym modułem systemu KOGASTER jest moduł wejść – wyjść analogowych i cyfrowych MWW-1. Jest on przeznaczony do współpracy z panelem operatorskim w układach rozproszonego sterowania. Opracowano dwie wersje modułu. Pierwsza wersja (rys. 4) jest przeznaczona do zabudowy w układach sterowania i wykorzystuje złącze do połączenia z zewnętrznymi czujnikami i przetwornikami. Dzięki takiemu rozwiązaniu można szybko wymienić moduł lub odłączyć zespół współpracujący z nim. Drugie wykonanie (rys. 5) pozwala na podłączenie czujników i przetworników do listew zaciskowych. Możliwe jest również zabudowanie przycisków przełączników lokalnego panelu sterującego. Przetworniki wielkości nieelektrycznych, takie jak: mostki tensometryczne, rezystory termometryczne, przetworniki wydłużenia, stosowane w układach sterowania, można podłączyć do wejść modułu. Moduł w pierwszej wersji charakteryzuje się niewielkimi gabarytami (rys. 4), a w drugiej indywidualnym podłączeniem przetworników i czujników do listew zaciskowych (rys. 5). Moduły i podłączone przetworniki mogą być zasilane z jednego zasilacza iskrobezpiecznego. Wyjątkiem są wyjścia dwustanowe, wykonane jako styki niespolaryzowane przekaźników.

Moduł pozwala na podłączanie przetworników wielkości nieelektrycznych, zasilanych napięciem 12 V, posiadających następujące wyjścia analogowe:

- 0÷10 V, 0÷20 mA lub 4÷20 mA,
- rezystory termometryczne PTC i NTC.

Ponadto można podłączyć:

- rezystory PT100/PT1000,
- pełny mostek tensometryczny (istnieje również możliwość podłączenia pół-mostka i ćwierć-mostka tensometrycznego).

Moduł wyposażony jest również w:

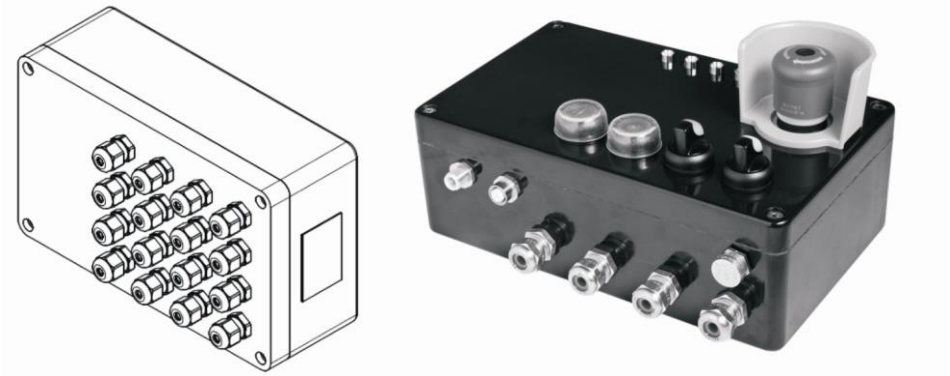
- 8 wejść dwustanowych (styki niespolaryzowane lub indukcyjne czujniki zbliżeniowe typu NAMUR),
- 4 wyjścia dwustanowe (styki niespolaryzowane zwierne).

Przedstawione rozwiązania pozwalają na dostosowanie modułów do konkretnej aplikacji i umożliwiają spełnienie potrzeb w zakresie preferowanych przez użytkownika złącz w wiązkach kablowych.

Wejścia analogowe i dwustanowe są zasilane z tego samego iskrobezpiecznego źródła, z którego zasilany jest moduł wejść-wyjść. Podobnie jest w przypadku przetworników wielkości nieelektrycznych, których zasilanie i sygnał wyjściowy stanowią jeden obwód iskrobezpieczny. Dotyczy to również indukcyjnych czujników zbliżeniowych oraz wyłączników krańcowych i niespolaryzowanych styków przekaźników.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys.4. Moduł wejść-wyjść analogowych i cyfrowych MWW-1/1 wersja pierwsza [6]



Rys.5. Moduł wejść - wyjść analogowych i cyfrowych MWW-1/2 wersja druga [6]

Moduł posiada również cztery przekaźniki, których styki niespolaryzowane są dostępne w postaci odizolowanych obwodów. Styki mogą być wykorzystane do włączania lampek sygnalizacyjnych i sygnałów dźwiękowych oraz sterowania górniczymi wyłącznikami silnikowymi (również starej generacji).

Programowanie modułu odbywa się poprzez magistralę CAN, zgodnie ze standardem CANOPEN DS301 [1] i DS401 [2]. Magistrala jest wykorzystywana także do wymiany zmiany programu bazowego modułu, bez konieczności otwierania obudowy. Daje to dużą swobodę i elastyczność przy serwisowaniu modułu.

Kolejną, ważną cechą modułu jest możliwość kalibracji wejść analogowych. Ma to szczególne znaczenie w przypadku stosowania przetworników wykorzystujących mostki tensometryczne i układy potencjometryczne.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Stosowane w module przetworniki są kalibrowane metodami cyfrowymi. Ponieważ stosowanie potencjometrów do kalibracji nie jest możliwe, wykorzystano metodę linearyzacji dwupunktową. Kalibracja wymaga podania na wejście modułu dwóch wartości napięć lub natężeń przepływu prądów. Wprowadzenie wartości w rzeczywistych jednostkach pomiarowych, w odniesieniu do dwóch punktów, powoduje automatyczną korektę wskazań. Moduł wysyła na magistralę CAN wartości w jednostkach rzeczywistych mierzonych parametrów. Cały proces kalibracji jest wykonywany z wykorzystaniem magistrali CAN, poprzez oprogramowanie konfiguracyjne, zgodne z standardem CANopen [1, 2]. Kalibrację można przeprowadzić szybko i bez konieczności otwierania obudowy modułu.

Budując system sterowania z wykorzystaniem MWW-1 można uzyskać następujące funkcje:

- funkcje modułów wejść wyjść zgodnych z standardem CiA301 [1] i CiA401 [2];
- indywidualne oprogramowanie pozwalające na wykorzystanie modułu jako samodzielnego układu sterowania (wymagane opracowanie indywidualnego programu sterowania, zgodnego z wymaganiami użytkownika);
- funkcje panelu sterowania (lokalnego) dla wykonania 2 (rys. 5).

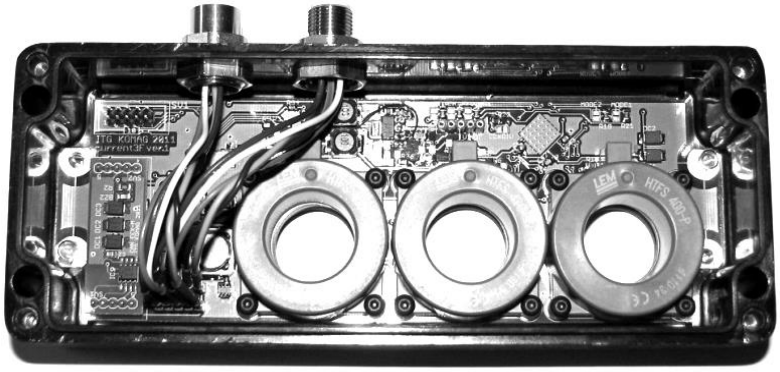
3. Funkcje nowych modułów

Prowadzone są prace wdrożeniowe systemu KOGASTER rozszerzające system. Głównym celem było dopasowanie możliwości systemu do aktualnie stosownych maszyn i urządzeń w kopalniach oraz spełnienie potrzeb użytkowników. Rozwijany system KOGASTER zachowuje strukturę układu sterowania rozproszonego z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych. Dzięki takiej organizacji nowe moduły zachowują integralność układu i mogą uzupełniać możliwości o nowe funkcje, przy prostej certyfikacji zmodyfikowanego systemu sterowania.

Modułem wdrażanym obecnie do produkcji jest moduł pomiaru prądu MPP-1. Pozwala on na pomiar natężenia przepływu prądu AC lub DC, pobieranego przez silnik trójfazowy lub prądów w układach dystrybucji energii pojazdów akumulatorowych (rys. 6). W zależności od zastosowanego przetwornika moduł może mierzyć prądy w czterech zakresach o maksymalnych wartościach: 200 A, 400 A, 600 A lub 800 A.

Do modułu można podłączyć również sygnały z przekładników napięciowych, co umożliwia pomiar mocy czynnej i biernej w obwodach prądu zmiennego, a w obwodach prądu stałego określenie stopnia naładowania akumulatorów.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.6. Moduł pomiarowy prądów [7]

Układ pomiarowy wykorzystuje hallotron do kompensacji strumienia magnetycznego w obwodzie magnetycznym. Programowanie modułu odbywa się poprzez magistralę CAN, zgodnie ze standardem CANOPEN DS301 i DS401. Magistrala CAN jest wykorzystywana także do zmiany programu modułu, bez konieczności otwierania obudowy. Daje to dużą swobodę i elastyczność przy serwisowaniu modułów.

Kolejną, ważną cechą modułu jest możliwość kalibracji wejść analogowych. Ma to szczególne znaczenie w przypadku stosowania przetworników wykorzystujących mostki tensometryczne i układy potencjometryczne.

Stosowane w module przetworniki są kalibrowane metodami cyfrowymi. Ponieważ stosowanie potencjometrów do kalibracji nie jest możliwe wykorzystano metodę linearyzacji dwupunktową. Kalibracja wymaga podania na wejście modułu dwóch wartości natężeń przepływu prądu lub napięcia. Wprowadzenie wartości w rzeczywistych jednostkach pomiarowych, w odniesieniu do dwóch punktów, powoduje automatyczną korektę wskazań. Moduł wysyła na magistralę CAN wartości w jednostkach rzeczywistych. Cały proces kalibracji jest wykonywany z wykorzystaniem magistrali CAN, poprzez oprogramowanie konfiguracyjne, zgodne z standardem CANopen [1, 2]. Kalibrację można przeprowadzić szybko i bez konieczności otwierania obudowy modułu.

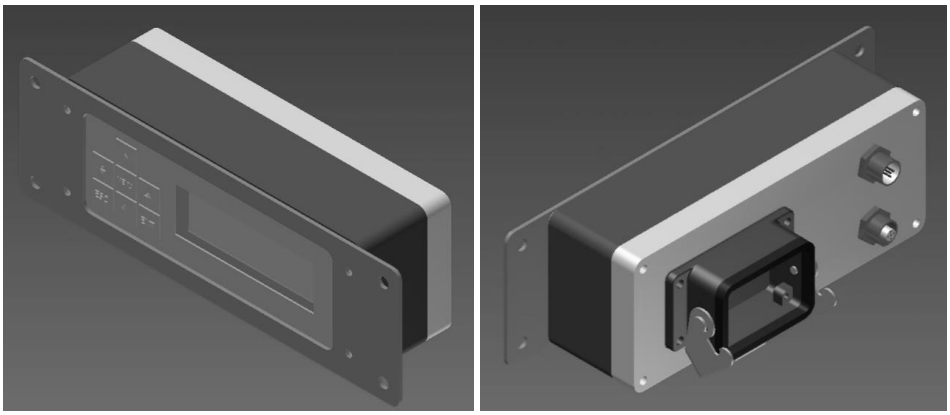
Opracowany moduł wykorzystany jest zarówno do sterowania, jak i monitorowania pracy maszyn i urządzeń górniczych. W tych układach można wykorzystać następujące funkcje:

– funkcje modułu pomiaru prądów (i napięć) zgodnych ze standardem CiA301[1] i CiA401[2],
– pomiar prądów i napięć (opcja wykonania) stałych (DC) pozwala na monitorowanie stanu naładowania akumulatorów i monitoruje dystrybucję energii elektrycznej,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– pomiar prądów i napięć (opcja wykonania) zmiennych (AC) pozwala na monitorowanie poboru energii przez silniki pomp, wentylatorów i taśmociągów.

Kolejnym jest moduł MIS-1. Moduł jest uzupełnieniem systemu KOGASTER, dla małych i tanich systemów sterowania rozproszonego. Moduł MIS-1 wyposażony jest wyświetlacz graficzny monochromatyczny OLED, dwa niezależne interfejsy CAN, redundancję zasilania oraz moduł łączności BLUETOOTH. Ponadto moduł wyposażono w przyciski pozwalające na nawigację po menu. Moduł będzie posiadał wejścia i wyjścia dwustanowe do obsługi między innymi obwodów bezpieczeństwa. Moduł przedstawiono na rysunku 7.



Rys.7. Moduł MIS-1 [8]

Moduł MIS-1 przewidziany jest do współpracy z modułami MWW-1, MPP-1, PO-1 oraz z przetwornikami i czujnikami z interfejsami CAN. Wyposażenie modułu MIS-1 w technologie BLUETOOTH pozwala na rozszerzenie funkcji systemu KOGASTER o obsługę pulpitów ze zdalnym sterowaniem, zdalne sterowanie otwieraniem i zamykaniem śluz, przesyłanie danych do systemów nadrzędnych. Opracowywany moduł pozwoli na znaczne rozszerzenie funkcji systemu KOGASTER w zakresie sterowania, diagnostyki i komunikacji. Pozwoli również na modyfikację parametrów pracy algorytmów sterowania poprzez możliwość wprowadzania danych z wykorzystaniem menu na wyświetlaczu.

Planowane jest również opracowanie modułów, które pozwolą na połączenie systemu KOGASTER z magistralami cyfrowymi istniejących systemów sterowania.

W przygotowaniu są konwertery, które pozwolą na połączenie urządzeń wyposażonych w interfejsy RS232/RS485, Ethernet przewodowy lub światłowodowy, WiFi, Bluetooth z układem sterowania KOGASTER, poprzez magistralę CAN.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Funkcje realizowane przez te urządzenia popularnie zwane „gateway", wymagają konwersji formatu danych pomiędzy urządzeniem a systemem KOGASTER. Wymagać one będą indywidualnego oprogramowania dla każdej aplikacji, gdyż każdy przypadek będzie musiał dostosować się do już istniejącego protokołu.

4. Podsumowanie

W wyniku wieloletnich prac prowadzonych w ITG KOMAG powstała koncepcja układu sterowania przeznaczonego do zabudowy w maszynach i urządzeniach górniczych. Opracowany system sterowania KOGASTER jest ciągle doskonalony i rozwijanym zgodnie z potrzebami użytkowników. Posiada on architekturę sytemu rozproszonego. Wybranie magistrali CAN i protokołu CANopen [1, 2] czyni z niego system otwarty, podatny na modernizację. Zastosowanie obudowy z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych pozwala na uproszczenie procesu certyfikacji maszyn i urządzeń pracujących w strefach zagrożonych wybuchem gazu i/lub pyłu w zakładach górniczych węgla kamiennego. Modułowa budowa pozwala na nieograniczony rozwój funkcji. Do najważniejszych możliwości funkcjonalnych sytemu KOGASTER należą:

- redundancja magistrali CAN,
- „gateway" pomiędzy magistralami CAN,
- „gateway" pomiędzy magistralą CAN a magistralą ETHERNET,
- rejestracja parametrów układu sterowania z zapisem w pamięci FLASH (funkcja czarnej skrzynki),
- obsługa analogowego manipulatora,
- wejścia analogowe w standardzie 0÷10 V,
- wejścia analogowe w standardzie 0÷20 mA lub 4÷20 mA,
- wejścia pomiarowe rezystory PT100/PT1000,
- wejścia pomiarowe mostków tensometrycznych (istnieje również możliwość podłączenia pół-mostka i ćwierć-mostka tensometrycznego).

Moduł wyposażony jest również w:

- wejścia dwustanowe (styki niespolaryzowane lub indukcyjne czujniki zbliżeniowe typu NAMUR),
- wyjścia dwustanowe (styki niespolaryzowane zwierne i wyjścia napięciowe 0-12 V),
- funkcje modułów wejść-wyjść zgodnych z standardem CiA301 i CiA401,
- indywidualne oprogramowanie pozwalające na wykorzystanie modułów jako samodzielnego układu sterowania (wymagane opracowanie indywidualnego program sterowania),

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- funkcje panelu sterowania (lokalnego),
- pomiar prądów i napięć (opcja wykonania) stałych (DC) pozwala na monitorowanie stanu naładowania akumulatorów i monitoruje dystrybucję energii elektrycznej,
- pomiar prądów i napięć (opcja wykonania) zmiennych (AC) pozwala na monitorowanie poboru energii przez silniki pomp, wentylatorów i taśmociągów.

Literatura

1. CAN in Automation (CiA) 301 CANopen application layer and communication profile.
2. CAN in Automation (CiA) 401 Device profile for generic I/O modules.
3. DYREKTYWA 94/9/WE Parlamentu Europejskiego I Rady z dnia 23 marca 1994.
4. Jura J.: Instrukcja Obsługi - Panel Operatorski PO-1. Praca statutowa. ITG KOMAG 2013rok (praca nie publikowana).
5. Jasiulek D.: Instrukcja Obsługi Kaseta Sterująca KS-1. Praca statutowa. ITG KOMAG 2013rok (praca nie publikowana).
6. Jura J.: Instrukcja Obsługi Moduł Wejść Wyjść. Praca statutowa. ITG KOMAG 2013rok (praca nie publikowana).
7. Bartoszek S.: Instrukcja Obsługi Moduł Pomiarowy Prądów. Praca statutowa. ITG KOMAG 2013rok (praca nie publikowana).
8. Jura J.: Iskrobezpieczny system sterowania maszyn górniczych bazujących na magistrali CAN i protokole CANopen.. Sprawozdania z realizacji prac statutowych ITG KOMAG 2010-2014, (prace nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówień hydrauliki sterującej zmechanizowanej obudowy ścianowej – według KW ZRP Bieruń

Jan Gil, Ryszard Kubiesa - Kompania Węglowa S.A., **Kazimierz Stoiński** - Główny Instytut Górnictwa

1. Wprowadzenie

Zakład Remontowo-Produkcyjny wykonuje remonty, modernizacje oraz produkcję zmechanizowanych obudów ścianowych wyłącznie na potrzeby Kompanii Węglowej S.A. i zabezpiecza potrzeby kopalń w ponad 80% (ok. 1000 sekcji rocznie).

Z uwagi na dużą różnorodność typów, odmian i rozwiązań konstrukcyjnych obudów eksploatowanych przez Kompanię Węglową S.A., zaistniała pilna potrzeba unifikacji rozwiązań celem ograniczenia ilości typów obudów i ich elementów. Ma to istotne znaczenie tak ze względu na bezpieczeństwo, jak również koszty eksploatacyjne.

Realizując wymienione cele ZRP opracowało i wdrożyło do stosowania układ sterowania stojakiem zmechanizowanej obudowy ścianowej, w który jest wyposażony każdy stojak. Opracowane rozwiązanie zostało wszechstronnie zbadane w zakresie obowiązujących norm i przepisów i uzupełnione badaniami dodatkowymi. Badania przeprowadzono z elementami hydrauliki jednego producenta. Badania prowadzono w GIG-Katowice, TL Opava, ITG KOMAG-Gliwice oraz we własnym zakresie. Z uwagi na występowanie na rynku wielu firm, które oferują podobne produkty oraz w myśl wymagań ujętych ustawą „Prawo zamówień publicznych" [2] zaistniała potrzeba określenia jednolitych wymagań. Opierając się na doświadczeniach własnych ZRP Bieruń opracował wytyczne pt. "Wymagania przedmiotowe dla dostaw kompletnych układów sterowania obudów zmechanizowanych oraz wymagane dokumenty potwierdzające ich spełnienie" [1], które przedstawia niniejsza monografia. Szczególnie dużo uwagi zwrócono na problematykę związaną z zabezpieczeniem stojaka przed przeciążeniem w drodze upuszczania cieczy z przestrzeni roboczej.

2. Wytyczne do wymagań dla dostaw kompletnych układów sterowania zmechanizowaną obudową ścianową

Podstawowymi dokumentami niezbędnymi przy tworzeniu wymagań są:

– Instrukcja obsługi DTR obudowy zmechanizowanej,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– analiza poprawności doboru, warunków stosowania oraz „upodatnienie" zmechanizowanej obudowy do konkretnych warunków geologiczno-górniczych ściany (np. wykonane przez GIG i zgodnie z jego metodyką).

Na potrzeby opracowywania wymagań przyjęto definicję układów oryginalnych oraz równoważnych, a mianowicie:

Oryginalne układy hydrauliczne – układy ujęte w Specyfikacji Istotnych Warunków Zamówienia, wykonane według schematów hydraulicznych zawartych w DTR obudowy zmechanizowanej.

Równoważne z oryginalnymi układami hydraulicznymi – certyfikowane układy hydrauliczne równoważne z oryginalnymi układami hydraulicznymi ujętymi w Specyfikacji Istotnych Warunków Zamówienia, wykonane według własnych schematów hydraulicznych, poddane potwierdzonej certyfikatem ocenie zgodności ich właściwości z wymaganiami obowiązujących norm i przepisów. Równoważność układów dotyczy zarówno funkcji, właściwości, jak i sposobu montażu (gabaryty, rozmieszczenie otworów mocujących, przyłączy, itp.) tzn. podłączenie układu równoważnego nie może wymagać zastosowania dodatkowych adapterów.

Następnie określono istotne zagadnienia dla zapewnienia równoważności układów sterowania. Układ musi zapewnić niezawodne działanie, wytworzyć podporność w obudowie i zabezpieczyć ją przed przeciążeniami statycznymi i dynamicznymi. W związku z tym wyznaczono trzy podstawowe zagadnienia:

I. Bezpieczeństwo

W odniesieniu do zabezpieczania obudowy przed przeciążeniami statycznymi wskazano na konieczność spełnienia normy PN-EN 1804-3+A1:2012 [5], w której zawarte są wymagania oraz sposoby badania wytrzymałości, funkcjonalności oraz szczelności poszczególnych podzespołów układu sterowania.

Natomiast w celu zapewnienia zabezpieczenia obudowy przed przeciążeniami dynamicznymi istotne jest opisanie wymagań w stosunku do zaworów ograniczających ciśnienie/upustowych. Niestety badanie zależności przepustowości zaworów od ciśnienia zgodnie z punktem 5.3.8 i sposobem badania opisanym w punkcie A.1.3.7 normy PN-EN 1804-3+A1:2012 [5] ze względu na małe moce pomp, którymi dysponują laboratoria, jest niewystarczające dla oceny „upodatnienia" według metodyki GIG-u. W związku

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

z tym został wprowadzony wymóg wykonania badania przepustowości zaworu dla trzech różnych wartości ciśnień (1,2 x p_r, 1,3 x p_r i 1,5 x p_r, gdzie p_r – ciśnienie robocze zaworu). Badanie to możliwe jest do wykonania na stanowisku badawczym wykorzystującym akumulatory hydrauliczne w TL Opava.

II. Łatwość montażu i obsługi

Kolejnym aspektem jest zapewnienie łatwości montażu do obudowy poszczególnych elementów układu sterowania. W tym celu wprowadzono wymóg spełnienia dla:

- armatury złącznej – normy PN-G-32000:2011 [6],
- przewodów hydraulicznych – normy PN-G-32010:2012 [7].

Dodatkowo dla zaworów zwrotnych sterowanych i zaworów ograniczających ciśnienie /upustowych wprowadzono warunek bezpośredniego montażu bez stosowania różnego rodzaju adapterów. W związku z tym do wymagań zaleca się dołączać rysunki przyłączeń do stojaka hydraulicznego.

III. Niezawodność działania

Dla zwiększenia trwałości i niezawodności działania układu sterowania wprowadzono wymóg stosowania stali nierdzewnej na elementy wykonawcze sterowników i zaworów zgodnie z normą PN-EN 10088-1:2007 [8]. Odwołanie się do normy ułatwia analizę zastosowanych materiałów oraz upraszcza zdefiniowanie biblioteki spektrografu służącego do badania składu stali.

Analizę spełnienia wymagań dla układów sterowania w przedstawionych aspektach rozdzielono na:

- **Jednostkę Certyfikującą** – która kontroluje spełnienie wymagań norm PN-EN 1804-3+A1:2012, PN-G-32000:2011, PN-G-32010:2012 i wystawia Certyfikat zgodności.
- **Laboratorium badawcze** – które wyznacza przepustowości w zależności od ciśnienia, przeprowadza badanie oddziaływania ciśnienia na spływie oraz próbę przełączania (wzbudzanie się układu), a wyniki przedstawia w specjalnie opracowanej „Deklaracji spełnienia parametrów technicznych układu zasilania stojaka hydraulicznego”, której wzór przedstawia rysunek 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– **Producenta** – który analitycznie określa charakterystykę zaworu jako funkcję $p = f(Q)$ oraz przedstawia w załączniku, którego wzór stanowi rysunek 4.

3. Wymagane dokumenty potwierdzające spełnienie wymagań

Po przeprowadzeniu postępowania przetargowego wraz z ofertą otrzymuje się następujące dokumenty potwierdzające spełnienie stawianych wymagań:

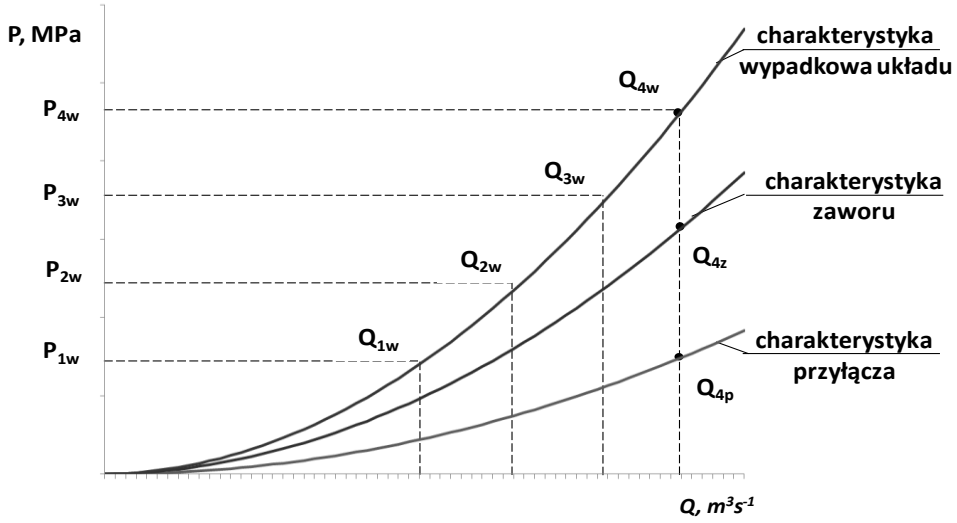
– Certyfikat zgodności układu sterowania z normami PN-EN 1804-3+A1:2012, PN-G-32000:2011, PN-G-32010:2012 - na podstawie którego można domniemywać że elementy składowe układu spełniają minimalne warunki bezpieczeństwa,

– Deklarację spełnienia parametrów technicznych układu zasilania stojaka hydraulicznego, która informuje czy układ jest odporny na oddziaływanie ciśnienia na spływie oraz czy układ jest odporny na wzbudzanie się, a także informuje o przepustowości zaworu ograniczającego ciśnienie/upustowego. Należy podkreślić, że w przypadku zmiany ciśnienia roboczego zaworu badanie powinno być ponownie wykonane, gdyż podwyższanie ciśnienia roboczego zaworu jest na wskutek zmniejszania skoku sprężyny. To może doprowadzić do braku możliwości pełnego otwarcia zaworu.

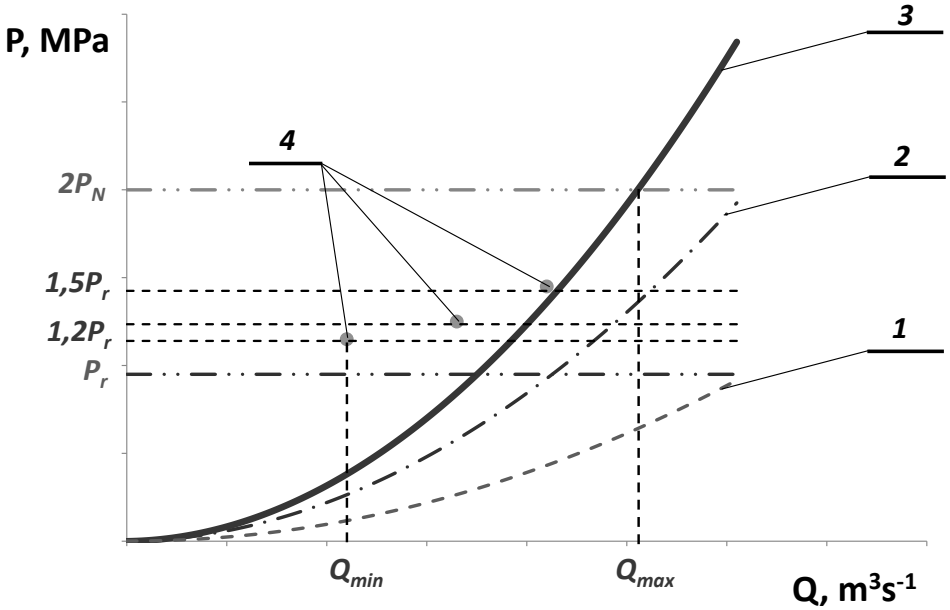
– Charakterystyka zaworu ograniczającego ciśnienie/upustowego w stojaku hydraulicznym – pozwala przy znajomości charakterystyki przyłącza na dokładną analizę przepustowości całego układu zabezpieczającego przestrzeń roboczą stojaka obudowy według metody stosowanej przez Zakład Remontowo-Produkcyjny. Składania charakterystyk oraz schemat wyznaczenia przepustowości układu prezentują rysunki 1 i 2.

– Instrukcja (użytkowania, stosowania), która oprócz podstawowych informacji powinna posiadać schemat oferowanych układów wraz z wykazem podzespołów oraz rysunki przedstawiające sposób podłączenia elementów hydraulicznych bez dodatkowych adapterów.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Składanie charakterystyk [źródło: opracowanie własne]



Rys.2. Schematyczne przedstawienie analizy przepustowości układu zabezpieczającego stojak hydrauliczny; P_N *– ciśnienie nominalne stojaka,* P_r *– ciśnienie robocze obudowy zmechanizowanej, 1 – charakterystyka przyłącza doprowadzającego ciecz do zaworu wyznaczona jako cyfrowy trend z badań, 2 – charakterystyka zaworu (bez sprężyny) jako cyfrowy trend z badań, 3 – charakterystyka układu „przyłącze-zawór" jako złożenie charakterystyk 1 i 2, 4 – wyznaczone punkty z badań dla zaworu ustawionego na ciśnienie robocze (*P_r*),* $\boldsymbol{Q_{min} \div Q_{max}}$ ***– prognozowana odpowiedź układu zabezpieczającego obudowę na przeciążenie dynamiczne*** [źródło: opracowanie własne]

Załącznik nr ….. do SIWZ

Miejscowość _____ Data _____

DEKLARACJA
spełnienia parametrów technicznych układu zasilania stojaka hydraulicznego

Producent wyrobu lub jego upoważniony przedstawiciel:

_____

(pełna nazwa i adres producenta lub jego upoważnionego przedstawiciela)

1) Zawór ograniczajacy ciśnienie/upustowy: _____

(nazwa handlowa, typ)

Ciśnienie robocze: p_r =…….. MPa *(dane z opracowania GIG lub z DTR obudowy)*

Wartość ciśnienia [MPa]	Zmierzone natężenie przepływu [l/min]
1,2 p_r	
1,3 p_r	
1,5 p_r	

2) Zawór zwrotny sterowany/ blok zaworowy**:** _____

(nazwa handlowa, typ)

Ciśnienie zasilania: p_z =…….. MPa *(dane z opracowania GIG lub z DTR obudowy)*

- **Spełnia / nie spełnia* wymagania pkt. A.1.4.4 normy PN-EN 1804-3+A1: 2012**
- **Spełnia / nie spełnia* wymagania pkt. A.1.4.5 normy PN-EN 1804-3+A1: 2012**

_____

(pieczęć i podpis przedstawiciela akredytowanego laboratorium badawczego)

* proszę zaznaczyć

Rys.3. Wzór deklaracji [źródło: opracowanie własne]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Załącznik nr ……. do SIWZ

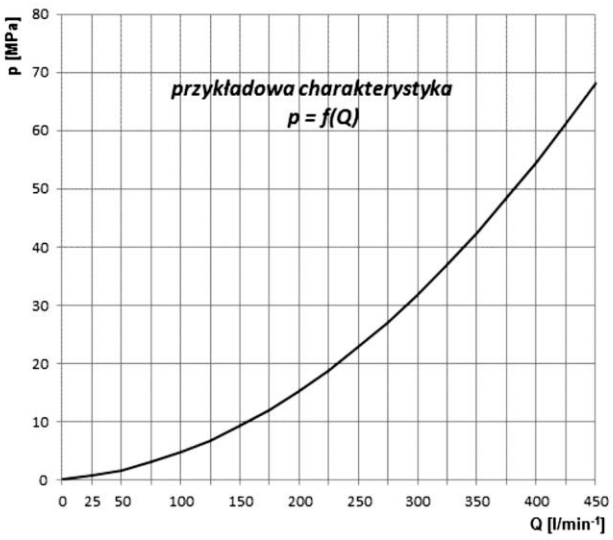
Miejscowość _____ Data _____

Charakterystyka zaworu ograniczającego ciśnienie/upustowego w stojaku hydraulicznym

1) Producent wyrobu lub jego upoważniony przedstawiciel:

_____
(pełna nazwa i adres producenta lub jego upoważnionego przedstawiciela)

2) Nazwa wyrobu: _____
(nazwa, nazwa handlowa, typ, odmiana, gatunek, klasa)



_____
(pieczęć i podpis/y osoby/osób upoważnionych
do reprezentowania **Wykonawcy/Pełnomocnika Wykonawcy**)

Rys.4. Charakterystyka zaworu [źródło: opracowanie własne]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Podsumowanie

Przedstawione „Wymagania przedmiotowe dla dostaw kompletnych układów sterowania obudów zmechanizowanych oraz wymagane dokumenty potwierdzające ich spełnienie", zostały opracowane przez ZRP-Bieruń dla potrzeb Kompanii Węglowej S.A.. Opracowanie wymagań miało na celu usprawnienie procedur zakupu według ustawy „Prawo zamówień publicznych".

Wymagania obejmują dodatkowe wytyczne w odniesieniu do Dyrektywy Maszynowej 2006/WE/42 [4] oraz zharmonizowanych z nią polskich norm z serii PN-EN 1804, w oparciu o które obudowa jest wprowadzana na rynek. Brak dodatkowych uwarunkowań w polskich normach dla przypadku stosowania obudów w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu był bezpośrednią przyczyną podjęcia niniejszej pracy, jako realizacji Rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie BHP §440 ust. 2 (dot. „upodatnienia") [3].

Przedstawione "Wymagania przedmiotowe dla dostaw kompletnych układów sterowania obudów zmechanizowanych oraz wymagane dokumenty potwierdzające ich spełnienie" zostały wprowadzone poleceniem Prezesa Kompanii Węglowej S.A. do obowiązkowego stosowania przy zakupach przedmiotowych układów sterowania.

Opracowane wymagania przyczyniły się zdecydowanie do:

- poprawy bezpieczeństwa pracy,
- ograniczenia ilości typów (poprzez wprowadzenie standardowego przyłącza),
- poprawy efektywności eksploatowanych części (minimalizacja utrzymywania różnych typów części rezerwowych),
- zdyscyplinowanie tak producentów, jak również użytkowników do stosowania właściwych dla danej obudowy i warunków górniczych elementów hydrauliki sterującej.

Roczne doświadczenie w zastosowaniu opracowanych wymagań zostało przez komisje przetargowe pozytywnie ocenione z kilkoma spostrzeżeniami. Spostrzeżenia te zostaną zawarte w nowelizacji, którą przewiduje się zrealizować do końca bieżącego roku.

Literatura

1. Wymagania przedmiotowe dla dostaw kompletnych układów sterowania obudów zmechanizowanych oraz wymagane dokumenty potwierdzające ich spełnienie. Dokument wewnętrzny Kompanii Węglowej S.A. [opracowanie własne].
2. Ustawa z dnia 29 stycznia 2004 r. Prawo zamówień publicznych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. nr 139, poz. 1169 z 2002 r. ze zmianami Dz. U. nr 124, poz. 863 z 2006 r. i Dz. U. nr 126, poz. 855 z 2010 r.).
4. DYREKTYWA 2006/42/WE PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE.
5. PN-EN 1804-3+A1:2012 – Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 3: Hydrauliczne układy sterowania.
6. PN-G-32000:2011 - Górnicze napędy i sterowania hydrauliczne - Złącza wtykowe - Wymagania.
7. PN-G-32010:2012 - Górnicze napędy i sterowania hydrauliczne - Węże i przewody hydrauliczne z gumy wzmocnione drutem.
8. PN-EN 10088-1:2007 - Stale odporne na korozję – Część 1: Gatunki stali odpornych na korozję.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

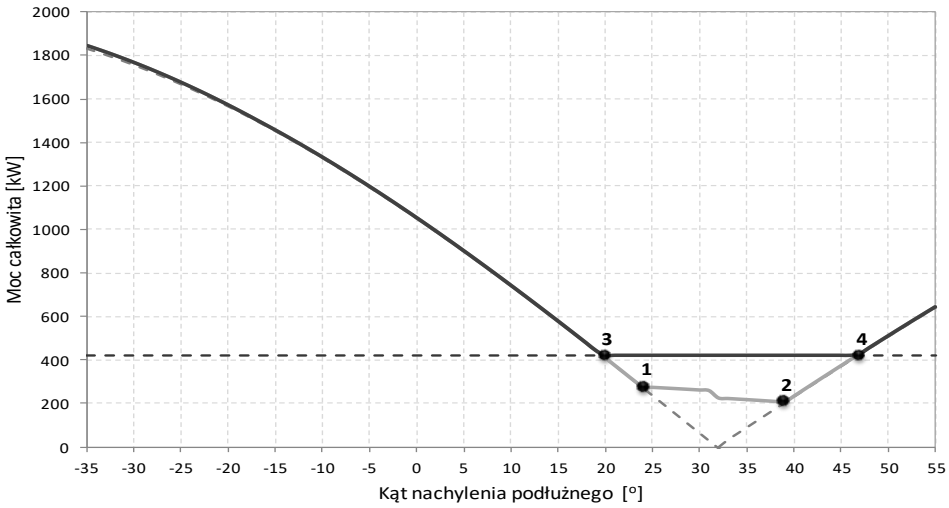
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Priorytety sterowania w algorytmie dedykowanym do przenośników pracujących na dużym nachyleniu

Andrzej Drwięga – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

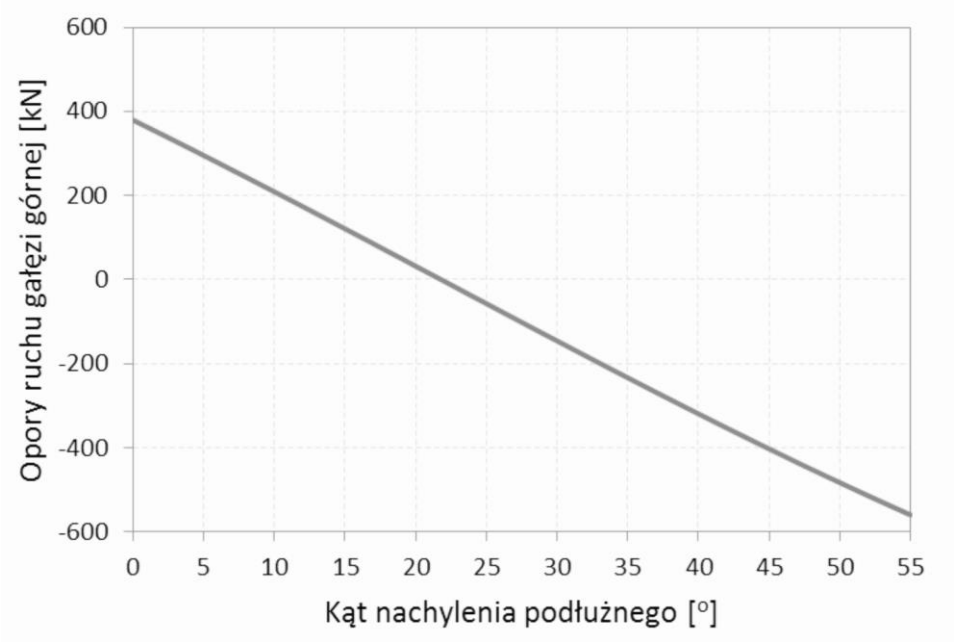
Opracowany algorytm w ramach projektu ICON [2] dotyczy przenośników poziomych lub nachylonych do maks. 15°, gdzie priorytetem jest wyrównywanie mocy pobieranej przez napędy, przy zachowaniu właściwego napięcia łańcucha górnej i dolnej nitki łańcucha. Ponieważ pierwsze praktyczne zastosowanie przenośnika z układem sterowania według rozwiązania projektu ICON zaplanowane zostało w ścianie nachylonej podłużnie w zakresie 18° do 22°, zaistniała potrzeba dostosowania algorytmu sterowania do ww. warunków. Jest to graniczny zakres nachyleń, gdzie może już dochodzić do grawitacyjnego spełzania łańcucha wraz z urobkiem. Zapotrzebowanie na moc przenośnika zgrzebłowego zmienia się wraz z nachyleniem, co zilustrowano na przykładzie przenośnika o wydajności godzinowej 1500 t/h i długości l = 220 m, przy łańcuchu 38 x 137 mm [3] – rysunek 1.



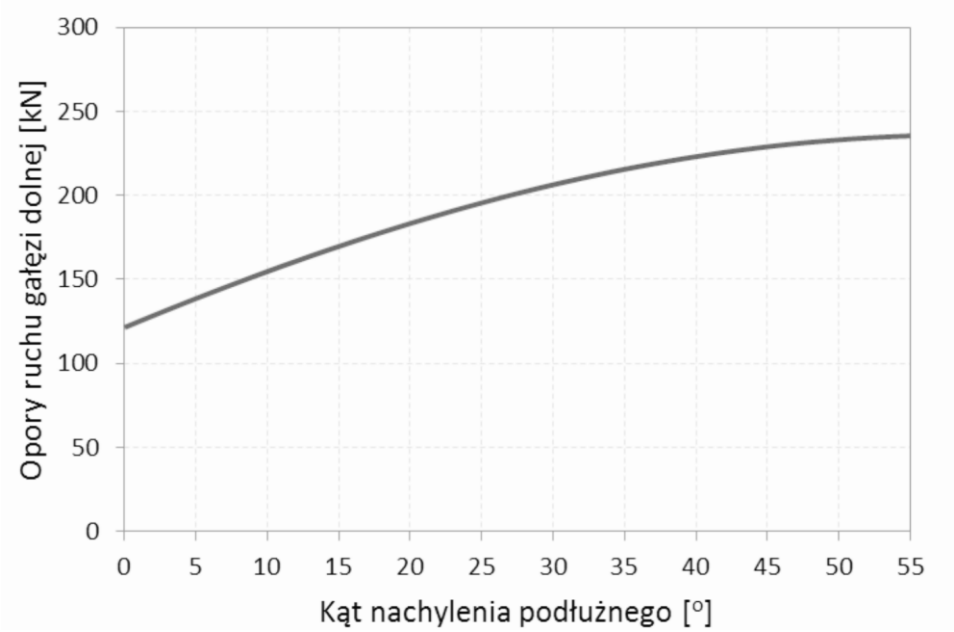
Rys.1. Zależność zapotrzebowania na moc całkowitą przenośnika zgrzebłowego od kąta nachylenia podłużnego ściany [3]

Charakter zmiany zapotrzebowania na moc w gałęzi górnej i dolnej jest odmienny, co przedstawiają rysunki 2 i 3. Należy podkreślić, że wraz ze wzrostem nachylenia zapotrzebowanie na moc w gałęzi górnej maleje (rys. 2), a w dolnej rośnie (rys. 3).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Zależność zapotrzebowania na moc gałęzi górnej przenośnika zgrzebłowego od kąta nachylenia podłużnego ściany [3]



Rys.3. Zależność zapotrzebowania na moc gałęzi dolnej przenośnika zgrzebłowego od kąta nachylenia podłużnego ściany [3]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Podstawy budowy i funkcjonowania algorytmu sterowania

Na napędzie wysypowym przenośnika według projektu ICON [2] są zabudowane dwie pary czujników – górne, usytuowane ponad zbiegającym łańcuchem z gwiazdy, oraz dolne, usytuowane pod zbiegającym łańcuchem. Gdy podczas pracy przenośnika łańcuch jest napięty (przebieg łańcucha określany symbolem „N"), wykrywają to czujniki górne. Gdy występuje stan pośredni (przebieg łańcucha określany symbolem „P"), łańcuch przechodzi pomiędzy czujnikami i nie jest przez nie identyfikowany. Gdy łańcuch jest luźny (przebieg łańcucha określany symbolem „L"), jest identyfikowany przez czujniki dolne.

Na ślizgu prowadzącym zgrzebła na napędzie zwrotnym znajduje się czujnik siły, który identyfikuje wielkość nacisku płetwy zgrzebła na prowadnik. Z przeliczenia, na podstawie geometrii prowadnika, wynika wielkość siły w łańcuchu, która w układzie sterowania jest kwalifikowana do jednej z trzech wartości: F1, F2, F3. Wartości te są umowne i mogą być zmieniane w zależności od potrzeb, między innymi w zależności od nachylenia przenośnika. Ponadto w kadłubie napędu zwrotnego zabudowano czujnik zwisu łańcucha, który identyfikuje stan zluzowania się łańcucha w przypadku braku siły napinającej łańcuch, co skutkuje zluzowaniem się ogniw.

Silniki napędów są zasilane z energoelektronicznych przetworników, co daje możliwość regulacji częstotliwości prądu, dokonywania zmiany obciążenia napędów oraz monitorowania mocy P1 na napędzie wysypowym i mocy P2 na napędzie zwrotnym.

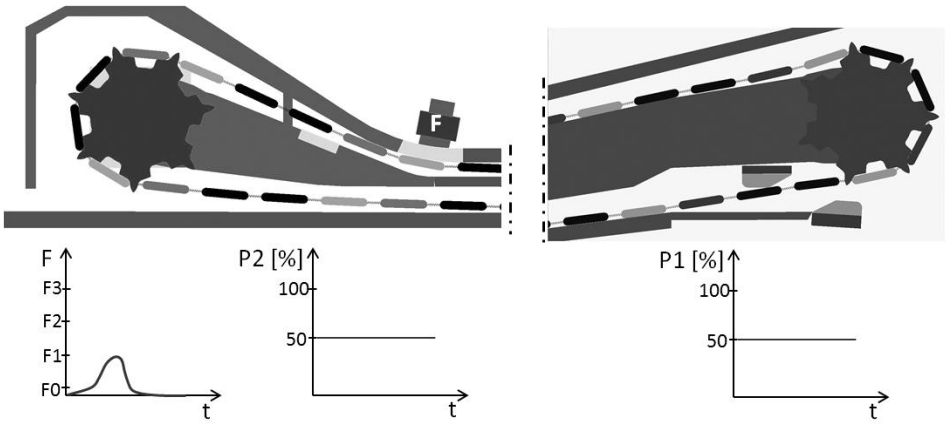
Algorytm sterowania pracą napędów przenośnika, według rozwiązania zaproponowanego przez ITG KOMAG, ma zaimplementowanych 36 stanów pracy. Każdy ze stanów pracy został zdefiniowany przez:

- jeden z trzech możliwych stanów pracy łańcucha (N, P, L) na napędzie wysypowym,
- jeden z czterech możliwych stanów pracy łańcucha (F0, F1, F2, F3) na napędzie zwrotnym,
- jedną z trzech możliwych proporcji mocy P1/P2 (A, B, C) obu napędów przenośnika.

Kategorie A, B, C proporcji mocy P1/P2, mogą być dobierane z uwagi na uwarunkowania pracy przenośnika. W przypadku przenośnika poziomego lub słabo nachylonego, tylko dwa z 36 stanów określono jako prawidłowe, a pozostałe jako wymagające przeprowadzenia regulacji, czyli są tak zwanymi stanami przejściowymi. Dwa z nich określono jako potencjalnie groźne dla przenośnika ponieważ mogą zaistnieć w przypadku wystąpienia nietypowych oporów ruchu, na przykład wskutek deformacji rynien przenośnika.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

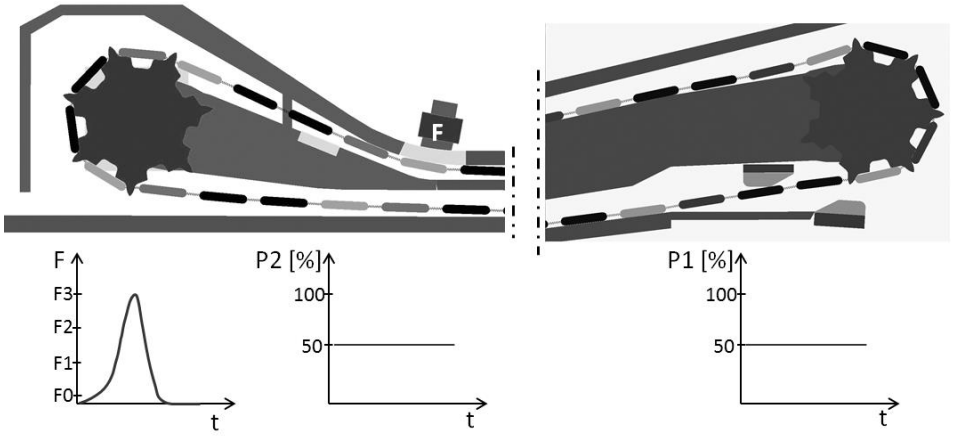
W przypadku przenośnika poziomego lub słabo nachylonego, napęd wysypowy wykazuje większe zapotrzebowanie mocy, z uwagi na transportowanie urobku w nitce górnej, podczas gdy napęd zwrotny przemieszcza tylko dolną, niezaładowaną nitkę łańcucha. Rynny przenośnika ścianowego z zamkniętym dolnym przedziałem łańcuchowym również przyczyniają się do zmniejszenia zapotrzebowania mocy napędu zwrotnego. W przypadku dużego stopnia załadowania łańcucha górnego, część mocy dyspozycyjnej napędu zwrotnego może być przekazywana do napędu wysypowego, aby go wspomagać. Wspomaganie to może być realizowane wyłącznie poprzez łańcuch, który na zejściu z gwiazdy napędu wysypowego będzie wówczas napięty. Priorytetem układu sterowania w takim przypadku jest wyrównywanie mocy napędu wysypowego i zwrotnego, zwłaszcza w sytuacji, gdy moc napędu wysypowego miałaby przekraczać moc nominalną. Zwykle to napęd wysypowy jest wspomagany napędem zwrotnym. W takiej właśnie sytuacji układanie się łańcucha typu „N" na zbieganiu z gwiazdy napędu wysypowego i niewielki nacisk F1 płetwy zgrzebła na napędzie zwrotnym uznano za poprawne. W algorytmie sterowania taki stan ma numer kolejny 2 z 36 i jest stanem prawidłowym, co zilustrowano na rysunku 4.



Rys.4. Poprawny stan pracy przenośnika – nr 2 z 36 [opracowanie własne]

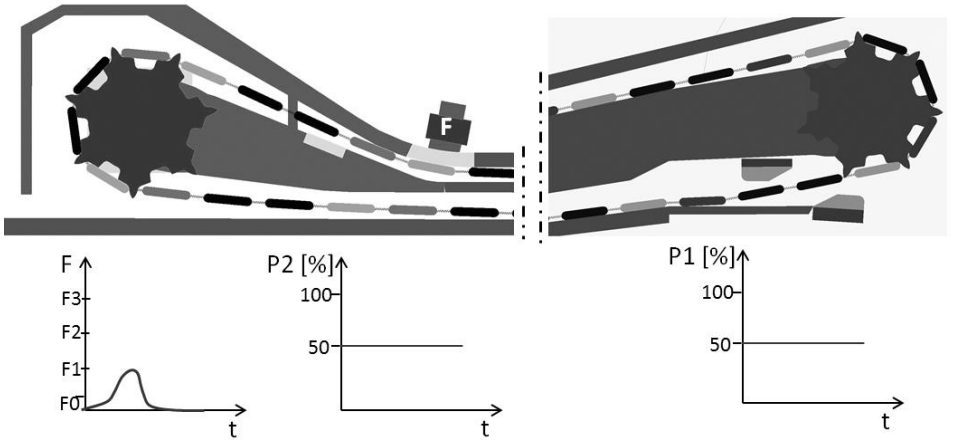
Typowy stan „przejściowy" pracy przenośnika ma nr 4 z 36 i zilustrowano go na rysunku 5. Z takiego stanu w łatwy sposób można doprowadzić do stanu nr 2 z 36, który jest stanem poprawnej pracy. Wystarczy w tym celu wykonać krok luzowania łańcucha na napędzie teleskopowym, aby zmniejszyć siłę F3, najpierw do wartości F2, a następnie do wartości F1, kiedy to będzie miał miejsce stan poprawnej pracy, o ile nie nastąpi znacząca zmiana proporcji mocy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5. Przejściowy stan pracy przenośnika – nr 4 z 36 [opracowanie własne]

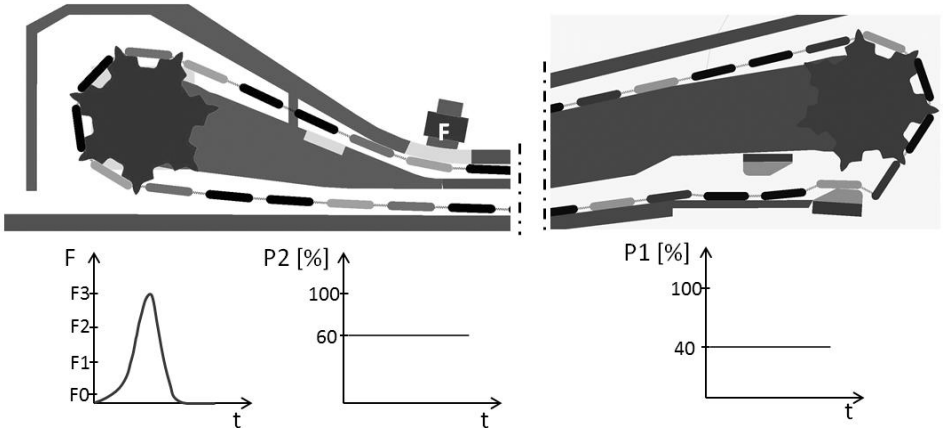
Na rysunku 6 pokazano przykładowy stan nr 14 z 36, który również jest stanem prawidłowej pracy przenośnika. Charakteryzuje on się tym, że nacisk płetwy zgrzebła, w chwili przechodzenia pod prowadnikiem, nie przekracza wartości F1, a ponadto moce P1 i P2 na obu napędach są wyrównane. Łańcuch na zbieganiu z gwiazdy napędu wysypowego układa się według typu „P", czyli pomiędzy górnym i dolnym czujnikiem, co jest poprawne, zwłaszcza w przypadku równych mocy, generowanych na obu napędach.



Rys.6. Poprawny stan pracy przenośnika – nr 14 z 36 [opracowanie własne]

Z kolei na rysunku 7 zilustrowano przykładowy stan nr 36 z 36, który jest stanem nieprawidłowej pracy przenośnika, co wynika z niewłaściwych proporcji mocy i luzowania się łańcucha na zbieganiu z gwiazdy napędu wysypowego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.7. Niepoprawny stan pracy przenośnika – nr 36 z 36 [opracowanie własne]

Stan nr 36, może świadczyć o kleszczeniu się dolnej nitki łańcucha, ponieważ napęd zwrotny generuje dużą moc, a przy tym napęd wysypowy dodatkowo go wspomaga. Świadczy o tym duża wartość siły F3, skategoryzowanej jako siła niedopuszczalna. Wykrycie takiego stanu sygnalizowane jest ostrzeżeniem o możliwej awarii. W tym stanie, zalecanym krokiem regulacji, według zaproponowanego algorytmu, jest redukcja P1/P2 (zwiększenie mocy P2), co będzie skutkowało zmniejszeniem siły F3. Jednak w przypadku zaistnienia kleszczenia łańcucha zgrzebłowego z powodu deformacji dolnego przedziału rynien, układ sterowania nie będzie w stanie doprowadzić do poprawnego stanu pracy i wyłączy przenośnik. Wówczas będzie możliwe tylko „ręczne" sterowanie. Należy podkreślić że stany awaryjne również są traktowane przez algorytm jako przejściowe, jednak ich zaistnienie będzie świadczyć o nieprawidłowej i niewskazanej pracy przenośnika.

3. Modyfikacja algorytmu w aspekcie priorytetów sterowania dla przenośnika nachylonego

Dla przenośnika pracującego na nachyleniu granicznym, czyli takim, gdzie może dochodzić do samostaczania urobku i spełzania łańcucha, dążenie do uzyskania równych mocy na obu napędach nie powinno być priorytetem. W takim przypadku napęd zwrotny będzie wykonywał większą pracę niż napęd wysypowy, wyciągając dolną nitkę łańcucha po wzniosie. Do przemieszczania po upadzie górnej nitki łańcucha wraz z urobkiem napęd wysypowy będzie potrzebował mniejszej mocy. Z przyczyn konstrukcyjnych, podyktowanych technologią eksploatacji ścian, istnieje poważne ograniczenie możliwości przekazywania siły pociągowej z napędu wysypowego do napędu zwrotnego. Ograniczenie to podyktowane jest kształtem prowadników zgrzebeł na zejściu z gwiazdy napędu zwrotnego. Prowadniki dość ostro zakrzywiają bieg łańcucha i w tej sytuacji gdyby łańcuch był mocno napięty, dochodziłoby do silnego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

tarcia zgrzebeł łańcucha o prowadniki, powodując zagrożenie wysoką temperaturą. Ponadto, z uwagi na możliwość występowania okresowego samospełzania łańcucha i urobku na nachyleniu, ślizgi prowadników nawet bez przekazywania mocy z napędu wysypowego na napęd zwrotny, mogą być narażone na tarcie zgrzebeł. Zatem również utrzymywanie niewielkiej lub zerowej siły oddziaływania zgrzebeł na prowadniki napędu zwrotnego, jak w przypadku przenośnika słabo nachylonego, nie może być priorytetem w układzie sterowania.

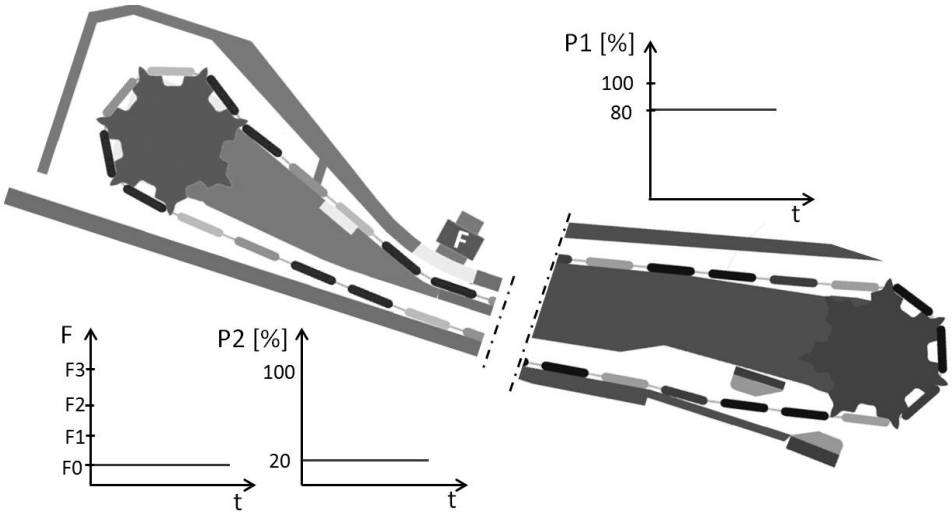
Podczas opracowywania modyfikacji algorytmu sterowania [1] dla przenośników nachylonych, przyjęto podstawowe założenie, aby utrzymać zasadę identyfikowania i kwalifikowania jednego z 36 stanów pracy, podobnie jak w przypadku przenośnika pracującego w poziomie lub na małym nachyleniu.

Analizując powyższe stany w aspekcie przenośnika nachylonego, stwierdzono że:

1. W przypadku przenośnika poziomego lub nieznacznie nachylonego, właściwym jest dążenie do stanu nr 2 z 36 lub nr 14 z 36 (rys. 4 i 6). Doprowadzenie do jednego z tych stanów będzie niemożliwe, gdy przenośnik będzie pracował na dużym nachyleniu. Wówczas niemożliwe będzie uzyskanie siły F0 lub F1, z uwagi na grawitacyjne ściąganie łańcucha wraz z urobkiem. Dla przenośnika nachylonego stanem poprawnej pracy może okazać się stan 3 z 36 lub 15 z 36. Ponadto, z uwagi na nachylenie, również iloraz mocy typu A nie będzie osiągalny - raczej będzie to iloraz mocy typu C. W związku z tym przedziały proporcji mocy A, B, C powinny być zmienione, z uwagi na nierealność zakresu A, jak dla przenośnika pracującego w poziomie.
2. Priorytet wyrównywania mocy na obu napędach okazuje się być niesłuszny w przypadku przenośnika nachylonego, z uwagi na fakt, że urobek znajdujący się na pochylonej trasie przenośnika może spełzać grawitacyjnie, wspomagając napęd zwrotny.

Powyższe argumenty wykazały, że algorytm sterowania opracowany dla przenośników poziomych nie jest właściwy do sterowania pracą przenośnika znajdującego się na nachyleniu, przy którym następuje samostacznie urobku. W związku z tym dokonano modyfikacji kryteriów kwalifikujących dany stan pracy jako właściwy lub niewłaściwy. Przy kryteriach opracowanych dla przenośników pracujących w poziomie, niektóre ze stanów nie mogłyby w ogóle zaistnieć. Przykładem takiego stanu jest zilustrowany graficznie stan 17 z 36 na rysunku 8, gdzie moc generowana przez napęd wysypowy jest znacznie większa niż moc generowana przez napęd zwrotny.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.8. Stan nr 17 z 36 – stan pracy poprawny, ale mało prawdopodobny dla przenośnika nachylonego [opracowanie własne]

W związku z powyższym, kryterium poprawnej proporcji mocy oznaczane jako „A", które miało postać:

A – poprawna proporcja, gdy: $1{,}1 > P1/P2 > 0{,}9$

Zostało zmienione na:

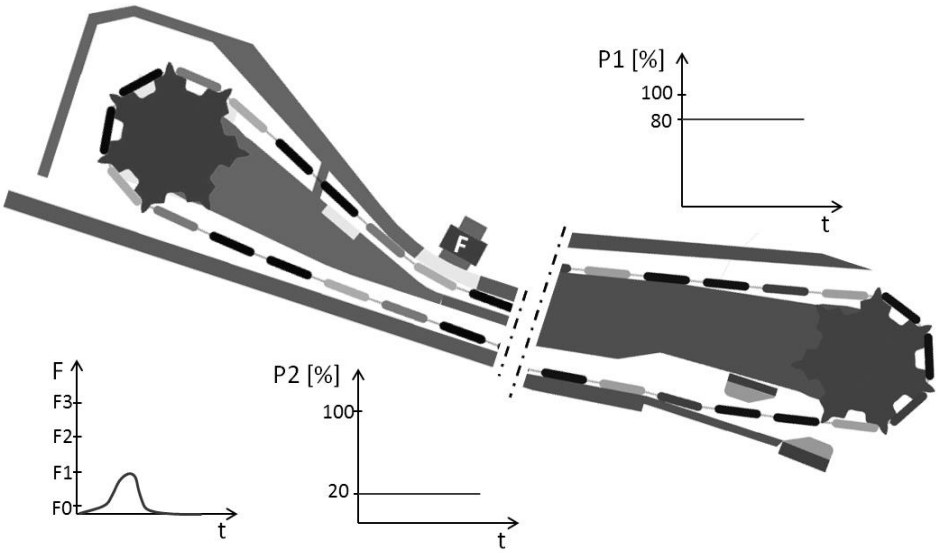
A – poprawna proporcja, gdy: $0{,}7 > P1/P2 > 0{,}3$

Do powyższej zmiany odpowiednio zmieniono kryteria B i C. Kryterium B stanowi o zbyt dużej wartości P1, gdy będzie ona stanowić więcej niż 07 wartości P2, co zilustrowano na rysunku 8. Kryterium mocy C, stanowi o zbyt małej mocy P1, gdy będzie ona mniejsza niż 0,3 wartości mocy P2.

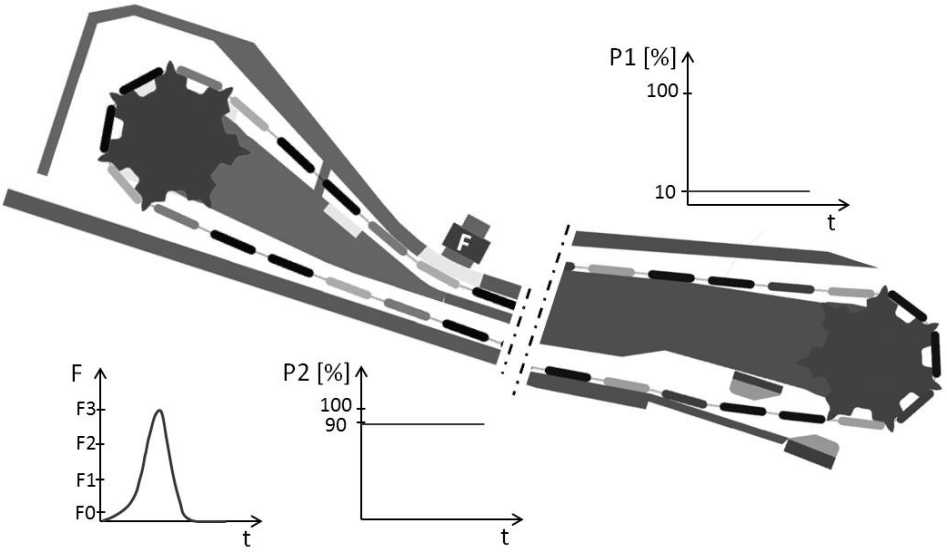
Należy zauważyć, że nowy przedział poprawnej proporcji mocy typu A, znacznie rozszerza zakres tolerancji algorytmu na zróżnicowanie mocy na napędach, a co więcej, wyrównane moce uzna za niewskazane i programowo, w niektórych przypadkach, będzie dążył do ich zróżnicowania. Wyrównane moce świadczyłyby o przekazywaniu zbyt dużej siły pociągowej na napęd zwrotny i wskutek tego zaistniałaby możliwość zbyt dużego tarcia i nagrzewania prowadników zgrzebeł. Kolejnym zabiegiem zmierzającym do dostosowania algorytmu sterowania pracą przenośnika nachylonego było znaczne zwiększenie wartości siły F1 uznawanej za właściwą, siły F2, uznawanej za dopuszczalną i siły F3 uznawanej za niedopuszczalną.

Na rysunku 9 pokazano stan 18 z 36, który pomimo proporcji mocy typu B został zakwalifikowany jako poprawny, ponieważ siła na napędzie zwrotnym nie przekracza wartości F1.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.9. Ilustracja stanu nr 18 z 36 – stan prawidłowej pracy przenośnika [opracowanie własne]



Rys.10. Stan nr 24 z 36 – stan nieprawidłowej pracy [opracowanie własne]

Na rysunku 10, ilustrującym stan 24 z 36 mamy do czynienia z proporcją mocy typu C, przy niedopuszczalnej wartości siły F3 na napędzie zwrotnym. Stan ten jest zakwalifikowany jako nieprawidłowy, ponieważ wskazuje na zwiększone opory ruchu łańcucha w dolnym przedziale. W tej sytuacji redukowanie siły F3 nadal jest priorytetowe, poprzez zwiększenie wartości P2. Układ sterowania wygeneruje ostrzeżenie o możliwym kleszczeniu łańcucha w dolnym przedziale zgrzebłowym.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wszystkie z 36 stanów pracy przenośnika zostały przeanalizowane w aspekcie pracy na nachyleniu i dla każdego stanu ustalono kroki regulacji, niektóre znacząco odmienne niż dla przenośnika pracującego w poziomie. Badania prowadzone na prototypie przenośnika poziomego wykazały konieczność zakwalifikowania większej ilości stanów jako poprawnych, co powinno przyczynić się do polepszenia funkcji sterowniczych algorytmu przez zmniejszenie niepotrzebnych interwencji układu sterowania. Jest to wskazane zwłaszcza w przypadku przenośnika nachylonego. W związku z tym w algorytmie dla przenośników nachylonych 8 stanów z 36 zakwalifikowano jako stany poprawnej pracy (poprzednio 2 z 36). Nie wyklucza się, że podczas wdrażania przenośnika z innowacyjnym układem sterowania dokonywane będą korekty algorytmu, tak w zakresie wartości proporcji mocy, jak i wartości sił F1, F2 i F3.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju” (akronim INERG, umowa nr ZPB/5/64812/IT2/10), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

4. Podsumowanie

1. Zachowanie w zmodyfikowanym algorytmie analogicznej ilości stanów pracy (36 jak w poprzednim algorytmie), ułatwiło jego implementację do sterownika urządzenia przez producenta układu sterowania Elgór Hansen.
2. Zmieniono priorytety regulacji z wyrównywania mocy (w przypadku przenośników słabo nachylonych) na kontrolowanie stanu napięcia łańcucha (dla przenośników silnie nachylonych), ponieważ przenośnik nachylony jest narażony na nadmierne napięcie łańcucha na napędzie zwrotnym.
3. Algorytm opracowano dla granicznego kąta nachylenia, kiedy spełzanie urobku wraz z łańcuchem występuje sporadycznie. Ewentualne przystosowanie algorytmu do większych nachyleń może być wykonane analogicznie, to jest przez zmianę wartości przedziałów proporcji mocy A, B i C oraz wartości sił F1, F2 i F3.
4. Ostateczna weryfikacja algorytmu odbędzie się na obiekcie rzeczywistym, w warunkach podziemia kopalni.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Drwięga A., Rogala-Rojek J. i inni: „Badania i modyfikacje algorytmu sterowania ścianowym przenośnikiem zgrzebłowym" ITG KOMAG, Gliwice 2014 r.(materiały nie publikowane).
2. Drwięga A., Jendrysik S. i inni: „Opracowanie algorytmu sterowania wyrównywaniem obciążeń napędów przenośnika" sprawozdanie z zadania nr 2 projektu ICON, ITG KOMAG, Gliwice 2012 r. (materiały nie publikowane).
3. Rogala-Rojek J. i inni: Aplikacja programowa do doboru parametrów technologicznych przenośnika ścianowego i podścianowego. Doskonalenie i rozwój funkcjonalności „Programu doboru parametrów technologicznych przenośnika ścianowego i podścianowego". Opracowanie mechanizmów wsparcia obsługi programu i systemu pomocy kontekstowej. ITG KOMAG, Gliwice 2014. (materiały nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Definiowanie wymagań technicznych oraz wymagań bezpieczeństwa maszyn i urządzeń górniczych w normach krajowych

Romana Zając, Dorota Wierzbicka - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Na całym świecie normy są powszechnie stosowane, gdyż tworzą wspólną platformę dla wymagań w relacji klient – środowisko - bezpieczeństwo-niezawodność. Normy pozwalają dokonać oceny zgodności, ułatwiają podjęcie decyzji o przyjęciu lub odrzuceniu wyrobu, a ich zastosowanie decyduje o bezpieczeństwie, ochronie środowiska oraz jakości wyrobów i usług.

Polski system normalizacyjny oparty jest na czterech podstawowych fundamentach: dobrowolności stosowania norm, kolegialności ich tworzenia, konsensu przy uzgadnianiu ich treści oraz możliwości uczestniczenia w ankiecie powszechnej wszystkich zainteresowanych.

W Polsce, podobnie jak w wielu krajach europejskich, normy funkcjonują w trzech podstawowych obszarach. Są to:

- normy krajowe - własne - oznaczane jako PN, z dodawaną literą alfabetu wskazującą branżę np.: G – górnictwo, M – mechaniczne,
- normy europejskie, wdrożone do krajowego systemu na drodze konsensusu i zatwierdzone przez krajową jednostkę normalizacyjną - oznaczane jako normy PN-EN,
- normy międzynarodowe, uznawane przez Polskę (oraz przez wiele krajów na całym świecie) - oznaczane jako normy PN-IEC, PN–ISO,
- normy zakładowe, szczególnie na szczeblu jednego zakładu lub koncernu (np. normy PGNiG SA oznaczane literowo ST-IGG).

Polskie Normy mogą być wprowadzeniem norm europejskich lub międzynarodowych, a ich wprowadzenie może nastąpić w języku oryginału. Warto nadmienić, że na przełomie ostatnich lat, kilkakrotnie zmieniała się forma zapisu tego faktu: początkowo wprowadzenie nomy EN do PN metodą uznania oznaczane było literą U po numerze referencyjnym. W późniejszym okresie, dodawano skrót „oryg" po tytule normy, co również wskazywało na jej oryginalną wersję językową. Od 1 stycznia 2013 r. do numeru referencyjnego normy dodawany jest miesiąc jej publikacji.

Dodatkowo w katalogu Polskich Norm wprowadzono po numerze normy symbol literowy oznaczający wersję językową. Obecnie norma PN może istnieć zatem w czterech wersjach językowych (P - polska, E - angielska, D – niemiecka, F - francuska). Wersje te są identyczne co do treści i numeru normy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Do 31 grudnia 1993 roku stosowanie PN było obowiązkowe, a normy pełniły rolę przepisów. Nieprzestrzeganie postanowień PN było naruszeniem prawa – był to tzw. system obligatoryjny.

Obecnie normy są dokumentami dobrowolnego stosowania. Jedyny przypadek obligatoryjności normy (obowiązku stosowania) rozpatrywany jest na mocy ogólnego prawa lub włączenia normy, względnie powołania się na nią w przepisie prawnym. Dotyczy to dwóch typów powołań w przepisach różniących się mocą prawną:

- powołanie obowiązujące (na normę), czyli powołanie się w przepisie stwierdzające, że w celu zrealizowania wymogu przepisu należy zastosować określoną normę,
- powołanie wskazujące (na normę), czyli powołanie w przepisie stwierdzające, że zastosowanie określonej normy jest jednym ze sposobów realizacji celu przepisu.

Zakres stosowania norm powoduje, że są one zauważalne w każdej dziedzinie życia. Powodują one [1]:

- likwidację barier w handlu, a tym samym swobodny przepływ towarów,
- ułatwienia w eksporcie globalnym, poprzez stosowanie międzynarodowych wymagań normalizacyjnych,
- zwiększenie bezpieczeństwa oraz ochronę zdrowia, z uwagi na fakt, iż każdy wyrób na poziomie UE musi zostać poddany procedurze oceny zgodności,
- zapewnienie właściwej jakości wyrobów i usług.

Stosowanie przez przedsiębiorców norm międzynarodowych, regionalnych lub krajowych wywiera znaczący wpływ na konkurencyjność ich wyrobów [2]. W wielu dziedzinach normy zharmonizowane z dyrektywami nowego podejścia pozwalają producentowi zadeklarować zgodność wyrobów z wymaganiami przepisów technicznych, bez konieczności udziału strony trzeciej. Dodatkowym elementem gwarantującym jakość wyrobów jest także standaryzacja systemów zarządzania, co z kolei zapewnia właściwe relacje między dostawcami. Wdrażane systemy zarządzania tworzą dodatkowo porównywalne standardy jednolitego poziomu produkcji i oferowanych usług.

Można zatem stwierdzić, iż główne elementy polskiego systemu zapewnienia bezpieczeństwa maszyn opierają się na:

- założeniu, iż wyrób uznany jest za bezpieczny, gdy jest zgodny z zasadniczymi wymaganiami w zakresie ochrony zdrowia i bezpieczeństwa,
- prawie wyboru przez producenta zastosowania szczegółowych rozwiązań w celu spełnienia zasadniczych wymagań zawartych w dyrektywach, w tym zasady dobrowolności korzystania z norm zharmonizowanych (domniemanie zgodności).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rozwój polskiej normalizacji na przestrzeni dziewięćdziesięciu lat jest znaczący - Polski Komitet Normalizacyjny opracował ponad **86 000** norm (stan wg katalogu PKN na dzień 17.01.2013). W pierwszych dziesięcioleciach były to przede wszystkim normy własne, natomiast w ostatnim latach zauważa się wyraźną zmianę struktury zbioru Polskich Norm. Według stanu na lipiec 2014 r. liczebność zbioru aktualnych Polskich Norm wynosi **30 842** norm, z czego aż **19 739** dokumentów, czyli około 64,0% stanowią wprowadzenia Norm Europejskich [10].

Powyższe dane wskazują, że obecnie polska normalizacja bazuje, w coraz większym stopniu na dokumentach europejskich, względnie międzynarodowych, kierując się logicznym założeniem, że szereg aspektów gospodarczych, jak również życia społecznego powinno być objętych jednolitymi wymaganiami.

Duża grupa norm europejskich ma charakter norm zharmonizowanych, czyli takich, które stanowią dopełnienie zasadniczych wymagań określonych dyrektyw nowego podejścia. Normy takie mogą stanowić istotną pomoc w procedurach oceny zgodności, a tym samym wprowadzania wyrobu na rynek europejski. Normy europejskie są wdrażane do zbioru Polskich Norm najpierw metodą okładkową; norma przyjmuje symbol PN-EN, okładka jest w języku polskim, natomiast treść normy jest w języku oryginału. W przypadku, gdy jest duże zainteresowanie tematyką zawartą w normie, następuje jej wprowadzenie metodą tłumaczenia oryginalnej wersji językowej. Norma taka wydana w języku polskim, oznaczona jest literą P w Katalogu PN, a wydana jest z datą wydania oryginału.

W przypadku, gdy normy dotyczą wysoko specjalistycznej treści, z których korzysta wąskie grono fachowców często nie są tłumaczone i pozostają w języku oryginału.

2. Polska normalizacja na tle normalizacji europejskiej

Aktywność normalizacyjna polega nie tylko na stosowaniu istniejących już norm, ale także na bezpośrednim udziale ekspertów w kreowaniu nowych wymagań, zarówno na poziomie krajowym, europejskim, jak i międzynarodowym.

Zgodnie z założeniami ustawy o normalizacji, Polski Komitet Normalizacyjny: nadzoruje prace normalizacyjne, przeprowadza ankiety oraz zatwierdza, publikuje i sprzedaje normy. Polski Komitet Normalizacyjny, według deklaracji nie tworzy Polskich Norm i nie jest odpowiedzialny za ich treść merytoryczną. Umożliwia natomiast zainteresowanym środowiskom udział w pracach Komitetów Technicznych. W skład komitetów technicznych wchodzą specjaliści delegowani przez organy administracji rządowej oraz

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

organizacje: gospodarcze, pracodawców, konsumenckie, zawodowe oraz środowiska naukowe i techniczne.

Stan obecnej polskiej normalizacji jest zróżnicowany, a czynniki decydujące o braku zainteresowania normalizacją związane są między innym z:

- małą aktywnością polskich przedstawicieli jednostek normalizacyjnych na arenie europejskiej lub międzynarodowej, szczególnie w niektórych branżach. Przedsiębiorca lub organizacja, decydujący się na aktywny udział swojego eksperta w pracach normalizacyjnych musi złożyć deklarację o pokryciu pełnych kosztów związanych z udziałem w pracach, co często przewyższa jego możliwości finansowe. Istotnym problemem jest obligatoryjna biegła znajomość specjalistycznego języka angielskiego, co w dalszym ciągu jest problemem w wielu przedsiębiorstwach;
- zasadami finansowania opracowań normalizacyjnych, które doprowadziły do radykalnego zmniejszenia udziału państwa w finansowaniu opracowań norm własnych.

Polski Komitet Normalizacyjny ustanowił dwa tryby opracowywania norm:

- w ramach zobowiązań podjętych przez Polskę na arenie europejskiej i międzynarodowej ze środków budżetowych,
- w ramach zgłaszanych zapotrzebowań przez zainteresowane środowiska, odpłatnie na zamówienie podmiotów lub osób fizycznych.

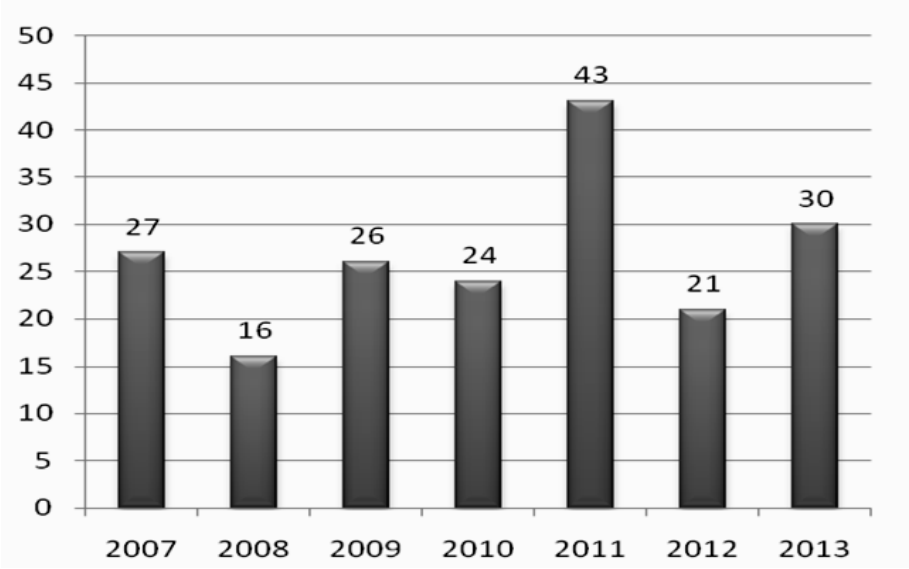
W pierwszym przypadku administracja rządowa zobowiązana jest, aby normy zharmonizowane, które mogą być wykorzystywane jako jeden ze sposobów spełnienia wymagań zasadniczych Dyrektyw Nowego Podejścia, miały priorytet w zakresie tłumaczeń i były finansowane z budżetu państwa. Drugi tryb postępowania jest związany z bezpośrednim zaangażowaniem się producentów lub użytkowników w proces opracowywania tzw. norm własnych, czyli dokumentów krajowych.

Wspomniany system opracowywania oraz finansowania norm spowodował, iż w 2012 roku Polski Komitet Normalizacyjny opublikował - **361** norm, a w 2013 roku zaledwie – **230** [10].

Dla porównania warto przytoczyć inne dane Niemieckiego Instytutu Normalizacyjnego (DIN - *Deutsches Institut für Normung*), który w tym samym czasie w 2012 roku opracował **2820** norm własnych, a 2013 roku w zbiorze norm DIN znalazło się ich już **3511** [11].

Nikłe zainteresowanie finansowaniem i opracowywaniem w Polsce norm własnych w ostatnich latach wyraża się liczbami opracowań norm krajowych, co przedstawia rysunek 1.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1 Liczba nowych opracowań norm własnych PN w latach 2007-2013 (opracowanie własne na podstawie [3, 4])

Analizując przyczyny takiego stanu rzeczy można stwierdzić, że tworzenie norm, wymaga uczestnictwa w pracach normalizacyjnych, organizowanych przez jednostkę normalizacyjną. Zarówno producenci, jak i użytkownicy są powściągliwi w finansowaniu opracowań normalizacyjnych i nie desygnują swoich przedstawicieli do prac w komitetach, względnie traktują ich udział wyłącznie reprezentacyjnie.

Przedsiębiorcy nie zauważają możliwości i szansy samodzielnego definiowania wymagań, a przez to zabezpieczenia swoich interesów.

Obraz krajowej normalizacji nie jest jednoznaczny. Mała aktywność w zakresie opracowywania nowych norm wynika nie tylko z aspektów finansowych, ale także z innych przyczyn. W wielu przypadkach użytkownicy przejawiają niechęć do nowszych norm, zarówno europejskich, jak i własnych krajowych.

Normy starsze według oceny użytkowników były zdecydowanie wygodniejsze, często zawierały dokładne wymiary, parametry techniczne, wymagania materiałowe. Tymczasem nowe normy najczęściej zawierają ogólne wymagania formułowane jako właściwości istotne dla bezpieczeństwa wyrobów, procesów, często nie są one definiowane za pomocą parametrów konstrukcyjnych lub charakterystyk opisowych. Nowe podejście daje maksymalną swobodę dla rozwoju technicznego i jest możliwe do zaakceptowania przez wszystkie strony, ale często wywołuje szereg wątpliwości i problemów w relacjach dostawca – odbiorca, kiedy to wymagania określone są tylko

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w sposób ogólny. Prezentowane przez użytkowników poglądy nie są wcale jednostkowe, gdyż w dalszym ciągu w wielu przypadkach stosowane są normy wycofane, w których zawarte są konkretne rozwiązania techniczne**.** Nie dotyczy to jednak tak specyficznego obszaru jakim jest ocena zgodności, gdzie przede wszystkim aktualne europejskie nomy zharmonizowane decydują o domniemaniu zgodności.

3. Udział ITG KOMAG w procesie tworzenia norm własnych i definiowania wymagań bezpieczeństwa maszyn i urządzeń górniczych

Aktywność normalizacyjna wiąże się nie tylko z wykorzystywaniem istniejących już norm, ale także z bezpośrednim udziałem ekspertów w kreowaniu nowych wymagań na poziomie krajowym, europejskim lub międzynarodowym.

Impulsem do definiowania nowych wymagań normalizacyjnych, względnie modyfikacji wymagań już istniejących, mogą być okresowe przeglądy norm, względnie nowe inicjatywy normalizacyjne zgłaszane przez jednostki naukowe lub środowiska konsumenckie.

O ile w przypadku Norm Europejskich obowiązują procedury przeglądu aktualności, zawarte w przepisach wewnętrznych CEN/CENELEC, to ocenę aktualności Polskich Norm własnych (przykładowo z grupy „PN-G") przeprowadza się w oparciu o przeglądy zarządzane przez Polski Komitet Normalizacyjny (PKN). Ich wynikiem jest decyzja o potwierdzeniu aktualności, nowelizacji lub wycofaniu normy ze zbioru PN.

Warto zwrócić uwagę na fakt, iż w Polsce podobnie jak w innych krajach unijnych istnieje wiele branż (typowych dla danego kraju), które nie zawsze znajdują pełne odzwierciedlenie w europejskich, względnie międzynarodowych opracowaniach normalizacyjnych. Spowodowane jest to albo niską aktywnością i zainteresowaniem niektórych komitetów europejskich, albo brakiem konieczności uregulowań na poziomie międzynarodowym. Typowym przykładem takiej sytuacji w Polsce jest branża maszyn górniczych.

Istnieje szereg norm europejskich dotyczących urządzeń lub zabezpieczeń pracujących w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, natomiast w odniesieniu do branży maszyn górniczych, norm zharmonizowanych jest stosunkowo niewiele. Brak jest typowych norm wyrobu, a istniejące nie obejmują wszystkich aspektów bezpieczeństwa związanych z górnictwem. Krajowi producenci maszyn i urządzeń często stosują inne środki w celu wykazania zgodności z zasadniczymi wymaganiami bezpieczeństwa. Może to jednak stwarzać problemy z różną interpretacją wymagań przez: producentów, użytkowników, jednostki certyfikujące i kontrolujące.

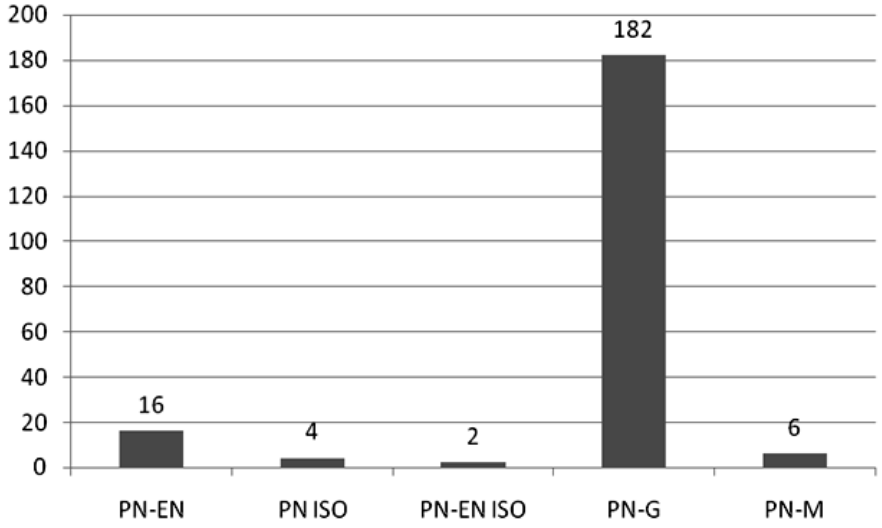
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Celowym jest zatem zdefiniowanie wymagań dla określonych grup wyrobów, bądź wybranych elementów maszyn i posługiwanie się porównywalnymi zasadami. Takie zasady znacznie ułatwiają współpracę, szczególnie w przypadku, gdy wymagania ogólne nie uwzględniają wszystkich aspektów bezpieczeństwa wynikających ze specyfiki branży.

Obecny stan powoduje, że w przypadku branży maszyn i urządzeń górniczych normalizacja w dalszym ciągu opiera się nie tylko na normach europejskich, ale także na dużej grupie norm własnych (powszechnie określanych mianem norm z grupy G), opracowywanych dzięki zaangażowaniu instytutów, jednostek certyfikujących oraz firm produkcyjnych.

Według danych z lipca 2014 r. zbiór Polskich Norm z zakresu maszyn górniczych (zakwalifikowanych wg międzynarodowej klasyfikacji norm do grupy **ICS 73.100**) wynosi 208 norm o statusie „norm aktualnych".

Ich strukturę prezentuje rysunek 2.



Rys.2 Struktura norm PN z zakresu maszyn górniczych, stan na lipiec 2014 r.)
(źródło: opracowanie własne, na podstawie [10])

Analiza danych wskazuje, że obecnie funkcjonuje zaledwie 16 norm europejskich definiujących wymagania bezpieczeństwa dla wybranych maszyn i urządzeń górniczych. W planach Komitetów europejskich brak jest także nowych opracowań, dlatego też normy krajowe własne w dalszym ciągu będą odgrywały istotne znaczenie w normalizacji krajowej.

Zgodnie z założeniami ustawy o normalizacji zadania związane bezpośrednio z opracowywaniem Polskich Norm realizują powołane do tego celu komitety techniczne (KT), które samodzielnie decydują o ich treści i mają wyłączność na ich interpretację [5].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W Polsce prace normalizacyjne realizowane są obecnie w **250** komitetach technicznych (stan na koniec 2013 roku) spośród których w przypadku branży górniczej działalność ta prowadzona przez komitety wymienione w tabeli 1.

Wykaz Komitetów technicznych (KT) Polskiego Komitetu Normalizacyjnego działające w ramach Sektora Górnictwa. (Źródło opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 1

Nr	Nazwa komitetu technicznego
30	Geologii, Geofizyki i Wiertnictwa Małośrednicowego
31	Górnictwa Nafty i Gazu
64	Urządzeń Elektrycznych w Przestrzeniach Zagrożonych Wybuchem
124	Transportu Kopalnianego
125	Udostępniania i Eksploatacji Złóż Kopalin
144	Koksu i Przetworzonych Paliw Stałych
164	Bezpieczeństwa w Górnictwie
220	Naturalnych Paliw Stałych
221	Górnictwa, Przeróbki i Analiz Rud
226	Mechanicznej Przeróbki Węgli
227	Górnictwa Odkrywkowego
275	Techniki i Zagrożeń w Górnictwie
285	Górniczych Maszyn i Urządzeń Dołowych

Sekretariaty dwóch Komitetów **Technicznych tj.: KT nr 164** ds. Bezpieczeństwa w Górnictwie oraz **KT nr 285** ds. Górniczych Maszyn i Urządzeń Dołowych umiejscowione są w ITG KOMAG.

W skład obu komitetów technicznych wchodzą specjaliści desygnowani przez producentów maszyn górniczych, eksperci delegowani przez instytuty i ośrodki naukowe, przedstawiciele producentów i urzędów nadzoru górniczego oraz konsumenci, czyli użytkownicy maszyn.

Na zakres opracowań wspomnianych komitetów w dużej mierze mają wpływ przepisy zawarte w Ustawie z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze, a szczególnie tryb dopuszczeń do stosowania w zakładach górniczych, po potwierdzeniu, że wyrób spełnia wymagania techniczne, mające wpływ na poziom bezpieczeństwa wyrobu, w drodze decyzji Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

Ponadto w dalszym ciągu wielu użytkowników maszyn i urządzeń górniczych preferuje potwierdzenie bezpieczeństwa wyrobu przez jednostkę niezależną i dokonuje certyfikacji swoich wyrobów na znak bezpieczeństwa

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

"B" lub na zgodność z normami własnymi typu G. To spowodowało, że prowadzone przez KOMAG komitety ukierunkowały swoją działalność na zapewnienie jednolitych wymagań bezpieczeństwa dla wybranych maszyn i urządzeń, bądź ich elementów. Dzięki aktywności obu Komitetów oraz zaangażowaniu części przedsiębiorców, w latach 2010-2014 opracowano szereg projektów dokumentów normalizacyjnych (tabela 2).

Normy opracowane przez Komitety działające przy ITG KOMAG w latach 2010 - 2014 (Źródło: opracowanie własne)

Tabela 2

KT 164	KT 285
PN-EN 1889-2+A1:2010 Maszyny dla górnictwa podziemnego - Podziemne maszyny samobieżne - Bezpieczeństwo - Część 2: Lokomotywy szynowe *(Tłumaczenie)*	PN-G-46031:2010 Wozy kopalniane - Wozy średnie - Wymagania
PN-EN 1804-1+A1:2011 Maszyny dla górnictwa podziemnego - Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej - Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne *(Tłumaczenie)*	PN-G-46860:2011 Kopalniane koleje szynowe - Wózki hamulcowe i urządzenia hamowania awaryjnego - Wymagania
PN-EN 1804-2+A1:2012 Maszyny dla górnictwa podziemnego - Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej - Część 2: Stojaki i pozostałe siłowniki *(Tłumaczenie)*	PN-G-43042:2011 Lutnie wirowe w górnictwie podziemnym - Wymagania i badania
PN-EN 1804-3+A1:2012 Maszyny dla górnictwa podziemnego - Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej - Część 3: Hydrauliczne układy sterowania *(Tłumaczenie)*	PN-G-32000:2011 Górnicze napędy i sterowania hydrauliczne - Złącza wtykowe - Wymagania
PN-EN 1889-1:2011 - wersja polska Maszyny dla górnictwa podziemnego - Podziemne maszyny samobieżne - Bezpieczeństwo - Część 1: Pojazdy oponowe *(Tłumaczenie)*	PN-G-32010:2012 Górnicze napędy i sterowania hydrauliczne - Węże i przewody hydrauliczne z gumy wzmocnione drutem
	PN-G-15536:2013-06 Górnicza obudowa indywidualna - Stojaki hydrauliczne centralnie zasilane - Wymagania i badania

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W przypadku KT 164 z uwagi na jego specyfikę skupiono się przede wszystkim na tłumaczeniach na język polski norm europejskich, tzw. norm skonsolidowanych, które powstały w związku z wydaniem nowej dyrektywy nr 2006/42/WE, dotyczącej zasadniczych wymagań dla maszyn.

Z kolei w KT 285 prace poświęcono nowym normom własnym z grupy G (względnie nowelizacjom już istniejących dokumentów krajowych), co wynikało z konieczności dostosowania wymagań do nowych rozwiązań technicznych, względnie zmienionych wymagań bezpieczeństwa.

Przykładowo w przypadku normy PN-G-32010:1997, nowelizacja wynikała z tendencji zwiększania mocy maszyn i urządzeń górniczych, co z kolei spowodowało potrzebę zastosowania w układach hydraulicznych, węży i przewodów nie mieszczących się w zakresie starej normy. Dotyczyło to elementów dla coraz wyższych ciśnień, pracujących przy zwiększonych przepływach. Dopiero nowa norma PN-G-32010:2012 w znaczący sposób uregulowała kwestie wielkości oraz wymagań złączy wtykowych, zmieniła programy badań węży i przewodów uwzględniając specyficzne warunki pracy związane z agresywnym kopalnianym środowiskiem.

Z innych przyczyn dokonano nowelizacji PN-G-46860:2011. Rozwój nowych rozwiązań podwieszanych i spągowych ciągników górniczych wyposażonych w urządzenia hamowania awaryjnego spowodował, iż dokument z 1999 roku nie uwzględniał takich urządzeń. Podczas nowelizacji normy w nowym dokumencie sformułowano wymagania zarówno dla wózków hamulcowych, jak i wspomnianych urządzeń.

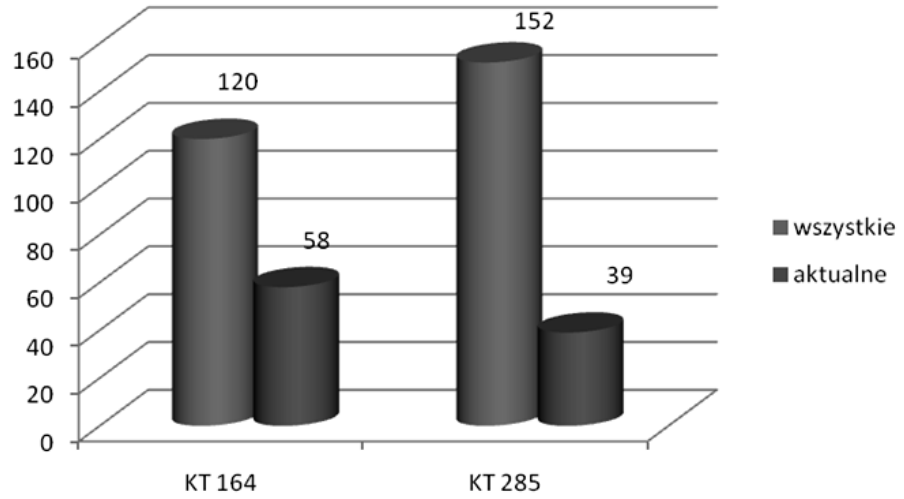
Podobna sytuacja miała miejsce w przypadku stojaków indywidualnych, które w dalszym ciągu znajdują szerokie zastosowanie w górnictwie podziemnym jako element obudowy w ścianach zawałowych i podsadzkowych, przy zabudowie skrzyżowania ściany z chodnikiem i w pracach pomocniczych oraz ratownictwie. Stosowane w tym zakresie od 15 lat dwie Polskie Normy PN-G-15532:1996 i PN-G-15536:1998 straciły na aktualności. Brak wymagań w zakresie stosowanych materiałów oraz sztywne narzucenie metodologii badań, a szczególnie konstrukcji stanowisk badawczych spowodował, iż dokumenty te przestały odpowiadać współczesnym potrzebom.

Ponadto obie normy, chociaż dotyczyły tego samego wyrobu, nie były spójne (np. przewidywały różne współczynniki przeciążalności statycznej osiowej w wymaganiach i badaniach). W wyniku nowelizacji, w jednym nowym dokumencie PN-G-15536:2013-06 zdefiniowano nowe wymagania w zakresie konstruowania i badania stojaków.

Więcej informacji na temat norm PN-G-46860:2011, PN-G-32010:2012, PN-G-15536:2013-06 przedstawiono w odrębnych publikacjach [6, 7, 8, 9].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Niezależnie od norm wymienionych w tabeli 2, łącznie w obu komitetach (względnie w odpowiadających im wcześniejszych strukturach normalizacyjnych) powstało 372 norm z zakresu maszyn i urządzeń górniczych, co przedstawiono na rysunku 3. Według katalogu PKN, w zakresie działania komitetów KT 164 i 285 funkcjonuje obecnie 97 aktualnych norm.



Rys.3. Zakres opracowań normalizacyjnych norm w KT 164 i KT 285, stan na lipiec 2014 r. (Źródło: opracowanie własne, na podstawie [10])

4. Podsumowanie

Normy wnoszą istotny wkład w wiele aspektów życia. Zarówno nabywcy, jak i użytkownicy są często nieświadomi roli jaką odgrywają normy w podnoszeniu poziomu jakości i bezpieczeństwa.

Normy pozwalają małym i średnim przedsiębiorstwom, konkurować na uczciwych warunkach z dużymi organizacjami, gdyż mogą oferować wyroby spełniające takie same wymagania. Wyroby spełniające określone normy są w stanie udowodnić jakość i wiarygodność spełnienia wymagań. Również w branży górniczej spółki wydobywcze zaopatrujące się w wyroby czy ich części, sięgają do norm w celu wyłonienia dostawcy gwarantującego spełnienie właściwych wymagań dotyczących jakości i wykonania.

Normy stanowią duże ułatwienie w handlu międzynarodowym, tworzą wspólną płaszczyznę porozumienia, w zakresie wymagań bezpieczeństwa konstrukcji i użytkowania. Definiowanie i wprowadzanie do stosowania poprzez normy, jednolitych wymagań technicznych wpływa na likwidację barier technicznych i służy uzyskaniu powtarzalności.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Obecnie jakość wyrobu jest głównym czynnikiem determinującym uzyskanie przewagi konkurencyjnej innowacyjnego przedsiębiorstwa, a normy stają się nie tylko dokumentami technicznymi, ale także ekonomicznymi, pozwalającymi na właściwe zarządzenie przedsiębiorstwem.

Rosnąca konkurencja, prowadzi do konieczności podejmowania działań niekonwencjonalnych, związanych między innymi z kreowaniem nowych, zaostrzonych wymagań normalizacyjnych.

W świetle zachodzących zmian w zasadach opracowywania norm własnych, gdzie na prace normalizacyjne coraz mocniej wpływa czynnik ekonomiczny, należy zadać pytanie: *czy branżę górniczą czeka schyłek własnych opracowań normalizacyjnych?*

Wielu specjalistów uważa, że zachodzące zmiany w normalizacji krajowej są wynikiem zmian w podejściu do norm europejskich - obecnie zwraca się baczniejszą uwagę na bezpieczeństwo, ergonomię i funkcjonalność. Najlepszym rozwiązaniem byłoby opracowywanie norm na poziomie Europy - jednak nie zawsze zaproponowane tematy znajdują aprobatę wśród pozostałych członków CEN-u.

Dodatkowo, obserwacje dotychczas opracowanych norm wskazują, że wnioskujący musi uzbroić się w cierpliwość, gdyż czas opracowania normy europejskiej wynosi niejednokrotnie ponad 5 lat (w przypadku norm własnych – okres ten wynosi 1,5 roku).

W tej sytuacji często pozostają producentom i użytkownikom normy krajowe, pod warunkiem, że istnieją i są przydatne oraz aktualne - dlatego normalizacja wymagań dla określonych maszyn i urządzeń górniczych powinna przebiegać dwutorowo, również na płaszczyźnie krajowej.

W przypadku norm krajowych własnych, istotnym problemem jest przydatność i aktualność norm; część dokumentów opracowano jeszcze we wczesnych latach siedemdziesiątych i osiemdziesiątych ubiegłego wieku, dlatego wymagają analizy zasadności ich stosowania.

Przytoczone przykłady opracowanych norm w Komitetach prowadzonych przez ITG KOMAG, stanowią dowód bezpośredniego zaangażowania stosunkowo niewielkiej grupy przedsiębiorstw w prace normalizacyjne.

Należy mieć nadzieję, że rosnąca świadomość producentów i użytkowników, skutkować będzie finansowym wsparciem procesu tworzenia Polskich Norm własnych. Jest to jedyna szansa, aby normalizacja była rzecznikiem producentów i konsumentów oraz pomocnym narzędziem, gwarantującym poprawność i jakość kreowanych rozwiązań.

Tworzenie norm własnych zależy od szeregu czynników, w tym: potrzeby normalizowania wymagań, zaangażowania się właściwego komitetu techni-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

cznego, kompetentnych specjalistów oraz co najważniejsze, pozyskania odpowiednich zasobów finansowych. Środki zainwestowane w normalizację zwracają się powoli, ale zapewniają stabilną przyszłość i ochronę przed nieuczciwą konkurencją, oferującą wyroby o nieokreślonej jakości. Udział w pracach normalizacyjnych zapewnia bieżący dostęp do aktualnego stanu wiedzy i informacji oraz stwarza możliwość wpływania na wytyczanie kierunków rozwoju.

Literatura

1. Blim M.: Bezpieczeństwo a normalizacja. E-społeczeństwo i warunki normalizacji (część 1), Zabezpieczenia 2011 nr 1. s.28-31.
2. Łunarski J.: Doskonalenie technologii za pomocą norm i standardów zarządzania. Technologia i Automatyzacja Montażu, 2010, nr 1, s. 20-24.
3. Raport Roczny Polskiego Komitetu Normalizacyjnego, Warszawa 2012. (http://www.pkn.pl/sites/default/files/raport_promocyjny_2012.pdf)
4. Raport Roczny Polskiego Komitetu Normalizacyjnego, Warszawa 2013. (http://www.pkn.pl/sites/default/files/raport_promocyjny_2013.pdf)
5. Ustawa z dnia 12 września 2002 r. o normalizacji. (Dz.U. z 2002 nr 169 poz. 1386).
6. Zając R., Drwięga A.: Wymagania techniczne dla wózków hamulcowych i urządzeń hamowania awaryjnego w Polskich Normach. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 2010 nr 12 . s. 34-38.
7. Zając R., Wierzbicka D., Czerniak D.: Normalizacja złączy wtykowych w połączeniach hydraulicznych przewodów giętkich. Maszyny Górnicze 2011, nr 2 s. 52-57.
8. Zając R., Wierzbicka D., Czerniak D.: Węże i przewody hydrauliczne z gumy wzmocnione drutem stosowane w górniczych napędach i sterowaniach hydraulicznych, Maszyny Górnicze 2012, nr 2 s. 56-62.
9. Zając R., Wierzbicka D., Szyguła M.: Wymagania bezpieczeństwa dla stojaków hydraulicznych centralnie zasilanych według projektu normy PN-G-15536, Maszyny Górnicze 2013 nr 1 s. 44-49.
10. http://www.pkn.pl/ (23.07.2014).
11. http://www.beuth.de/ (23.07.2014).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zagrożenia techniczne w aspekcie możliwości inicjacji wybuchu w kopalniach

Stanisław Trenczek, Piotr Wojtas – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Górnictwo podziemne XXI wieku charakteryzuje się m.in. coraz większym zakresem stosowania różnego rodzaju maszyn, urządzeń, i to o różnych źródłach zasilania, oraz środków chemicznych i materiałów z tworzyw sztucznych. Pochodną tego jest też zwiększający się udział czynników charakteryzujących zagrożenia techniczne w wypadkowości, a ściślej – w grupie czynników przyczyniających się do ich zaistnienia. Oprócz tego niektóre zagrożenia techniczne mogą być przyczyną chorób zawodowych lub/i uciążliwości, wywołanych oddziaływaniem na organizm pracownika rozmaitych szkodliwych dla zdrowia czynników środowiska pracy, takich jak: hałas, wibracja, substancje toksyczne, pyły przemysłowe, temperatura, pary rozpuszczalników organicznych i wiele innych [4]. Coraz częściej też ma to związek z niewłaściwą organizacją pracy.

Reorganizacja górnictwa, szczególnie górnictwa węgla kamiennego powoduje, że w kopalniach podziemnych co roku pracuje mniej osób. Tym nie mniej, ilość pracowników narażonych na zagrożenia techniczne jest niebagatelna. Szacuje się [14], że jest to około 60% w zakładach o mniejszej liczbie zatrudnienia, do 80% przy liczniejszej załodze. Na podstawie danych z roku 2013 można przyjąć [8], że zagrożeniami technicznymi objętych mogło być od 90-120 tys. pracowników spośród 150 tys. zatrudnionych ogółem w górnictwie podziemnym – w tym prawie 103,5 tys. w kopalniach węgla kamiennego, nieco ponad 12,2 tys. w kopalniach rud miedzi, 1,2 tys. w kopalniach rud cynku i ołowiu oraz nieco ponad 900 pracowników w kopalni soli i prawie 150 w kopalni gipsu i anhydrytu, a także prawie 32 tys. pracowników w firmach świadczących usługi dla górnictwa.

2. Czynniki charakteryzujące zagrożenia techniczne

Większość z zagrożeń technicznych charakteryzuje się zróżnicowanymi czynnikami związanymi jednak zazwyczaj z pracą maszyn i urządzeń. Do tych nielicznych wyjątków należą np. czynniki szkodliwe wynikające ze stosowania środków chemicznych, czy też elektrostatyka związana ze stosowaniem materiałów z tworzyw sztucznych.

Ponieważ czynniki charakteryzujące zagrożenia techniczne w różny sposób oddziałują na organizm ludzki wyróżnia się ich dwie grupy: zagrożenia potencjalnie wypadkowe, zagrożenia potencjalnie chorobotwórcze. Zdecydo-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wana większość tych zagrożeń występować może we wszystkich rodzajach kopalń podziemnych (tab. 1), a szczególne okoliczności sprzyjające zdarzeniom występują podczas awarii.

Zestawienie zagrożeń występujących w kopalniach podziemnych [13]

Tabela 1

Główne zagrożenia	Występowanie zagrożenia w kopalniach				
	węgla kamiennego	rud miedzi	rud cynku i ołowiu	soli	gipsu i anhydrytu
Zagrożenia techniczne – potencjalnie wypadkowe					
elektryczne	X	X	X	X	X
elektromagnetyczne	X	X	X	X	X
mechaniczne	X	X	X	X	X
termiczne	X	X	X	X	X
dynamiczne	X	X	X	X	X
pożarowe	X	X			
gazowe	X	X			
chemiczne	X	X			
Zagrożenia techniczne - potencjalnie chorobotwórcze					
hałasem	X	X	X	X	X
wibracyjne	X	X	X	X	X

Jednym z najpowszechniej występujących zagrożeń technicznych jest zagrożenie elektryczne, którego skutkami mogą być porażenie lub poparzenie prądem elektrycznym. Czynnikiem najistotniejszym jest tu oddziaływanie na człowieka natężenia i napięcia prądu elektrycznego, które jest najczęstszym źródłem zasilania maszyn i urządzeń. Na przykład uszkodzenie w systemach uziemienia stwarza realne zagrożenie porażenia prądem elektrycznym, które może mieć związek z napięciem dotyku, polem elektrycznym, polem magnetycznym, łukiem elektrycznym i ładunkami elektrostatycznymi [1]. Stosowanie innego rodzaju źródeł zasilania np. sprężonego powietrza, hydrauliki (w niektórych typach wentylatorów lutniowych, wiertarkach i wiertnicach) wyeliminuje zagrożenie elektryczne, jednak i te źródła stwarzają określone zagrożenia. Poza tym, niemożliwe jest całkowite zastąpienie nimi zasilania elektrycznego.

Z pracą urządzeń elektrycznych wiążą się też zjawiska elektromagnetyczne uboczne, które mogą zakłócać, czyli tworzyć degradację pracy urządzenia [6], i wpływać tym samym na niezawodność oraz poprawne działania urządzeń elektronicznych, pracę systemów zabezpieczeń i automatyki

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w kopalniach podziemnych. To zaś wpływa na jakość i przebieg procesów technologicznych, które z kolei wpływają na bezpieczeństwo pracowników. A więc jest to problem znaczący.

Innego rodzaju czynniki powodują zagrożenia mechaniczne, które należą do grupy czynników fizycznych [7], którymi są:

- przemieszczające się maszyny oraz transportowane przedmioty – ruch postępowy i obrotowy,
- elementy ruchome poddane ruchom: wirującemu, obiegającemu, przemieszczającemu oraz złożonym,
- części oddzielające się: wióry, iskry, odpryski, odłamki, pyły,
- elementy ostre, wystające, chropowate.

W górnictwie podziemnym jest bardzo wiele stanowisk pracy, gdzie brak jest możliwości ograniczenia ekspozycji pracownika na zagrożenia mechaniczne. Jest wiele prac, podczas których obszary pracy człowieka oraz maszyny bądź innego przedmiotu pracy się stykają, zazębiają. Należą do nich:

- obsługa maszyn urabiających, kotwiących, wiertnic itp.,
- obsługa przenośników odstawy urobku,
- prace zbrojeniowe – przygotowujące wyrobisko ścianowe do ruchu,
- obsługa środków transportu materiałów, urobku i ludzi środkami transportu kołowego po torach, kolejkami podwieszanymi, kolejkami spągowymi, wozami samojezdnymi itp.,

a ma miejsce głównie w wyrobiskach wybierkowych – ścianach wydobywczych i drążonych wyrobiskach korytarzowych, komorowych, szybach i szybikach – oraz na drogach transportu. Mające w związku z tym mechaniczne działanie części maszyn, narzędzi, przedmiotów obrabianych lub wyrzucanych materiałów stałych, może być przyczyną takich skutków, jak: zgniatanie (zgniecenie, zmiażdżenie), ścinanie, cięcie (obcięcie, odcięcie), wplątanie, wciągnięcie lub pochwycenie (zmiażdżenie, złamanie), uderzenie (obtarcie, pęknięcie, złamanie), kłucie (przekłucie, przebicie), ścieranie (starcie lub obtarcie).

Różne są czynniki zagrożenia termicznego, które może powodować wypadki lub być przyczyną uciążliwości [5], np.:

- zwarcie lub przeciążenie urządzenia – w przypadku bezpośredniego kontaktu z tym urządzeniem pracownika,
- nagły, awaryjny wypływ gorącego płynu z uszkodzonego urządzenia, np. przekładni olejowej,
- płomień otwartego ognia – np. podczas prac spawalniczych, podczas próby gaszenia ognia (pożar taśmociągu, innego materiału palnego).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Skutki tego typu zdarzeń mogą występować nawet przez dłuższy okres, a czasem być nawet przyczyną wypadku śmiertelnego.

Inną formę uciążliwości może przyjąć to zagrożenie z uwagi na przyrost temperatury wywołany mocą zainstalowanych urządzeń elektrycznych, będących nieodzownym elementem środków i urządzeń transportowych. Przy przeciętnym wydatku powietrza doprowadzanego do ściany w zakresie 1200-1500 m^3/min powoduje to przyrost temperatury powietrza pomiędzy wlotem powietrza do wyrobiska przyścianowego doprowadzającego powietrze świeże do ściany a wlotem do ściany rzędu 1°C/1 MW mocy urządzeń elektrycznych zainstalowanych w wyrobiskach doprowadzających powietrze świeże do ściany [15].

Zagrożenie skutkami działania mechanicznych sił dynamicznych [5] wynika z faktu stosowania w podziemnych kopalniach instalacji będących pod ciśnieniem, np.: sprężonego powietrza, hydrauliki, podsadzkowej oraz wodnej przeciwpożarowej i odwadniania. W instalacjach takich może dojść do awarii, polegającej na powstaniu nieszczelności na połączeniu rur lub dojdzie do przedziurawienia rury, czy wręcz rozerwania rurociągu. Kontakt, wypływającego pod dużym ciśnieniem medium, z człowiekiem może doprowadzić do wypadku, nawet śmiertelnego. Wypływające pod dużym ciśnieniem medium zachowuje się jak narzędzie tnące, szczególnie w przypadku płynnego medium.

Czynnikami wpływającymi na zagrożenie pożarowe w kopalniach podziemnych są:

- stosowane materiały palne – drewno, taśmy przenośników,
- stosowane paliwa płynne,
- stosowane maszyny o napędzie spalinowym,
- stosowane technologie z użyciem otwartego ognia – spawanie, cięcie i lutowanie metali,
- tarcie taśm przenośnikowych o elementy konstrukcji lub/i bębny napędowe przenośnika,
- przegrzanie osłony kabla lub przewodu oponowego,
- przegrzanie obudowy urządzeń elektrycznych,
- nieodpowiednie przechowywanie materiałów wybuchowych.

Zagrożenie to jest jednym z groźniejszych, gdyż ze względu na gwałtowny rozwój utrudnia wycofanie się z zagrożonej strefy ze względu na ilość tworzących się gazów pożarowych, prędkość ich przepływu oraz – czasami – na tworzącą się „ścianę" ognia.

Pożar egzogeniczny jest też głównym czynnikiem zagrożenia gazowego. Kolejnymi czynnikami są [9] roboty strzałowe – wykonywane z wykorzystaniem materiału wybuchowego – oraz napędy spalinowe – coraz częściej

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wykorzystywane (ale nie tylko) w transporcie podziemnym. Wytwarzanie w związku z tym gazów trujących i gazu duszącego zagraża – w określonych okolicznościach – przede wszystkim zdrowiu. Innego rodzaju czynnikiem zagrożenia gazowego może być nieszczelność instalacji do podawania gazów inertnych [10]. W przypadku inertyzacji dwutlenkiem węgla może dojść do powolnego wzrostu jego stężenia – przekroczenie NDS, natomiast w przypadku stosowania azotu – do obniżenia zawartości tlenu w powietrzu kopalnianym poniżej dopuszczalnej wartości minimalnej.

Niektóre procesy technologiczne oraz niektóre działania profilaktyczne oparte są na stosowaniu środków i substancji chemicznych [5], które mogą występować w postaci gazów, par, aerozoli, cieczy lub ciał stałych. W kopalniach podziemnych są to np. oleje, emulsje, pianki chemicznie utwardzane, kleje poliuretanowe, ropa naftowa, benzyna itp. Mogą to też być odpady obce zagospodarowane w podziemiach kopalń – np. popioły (pyły) elektrowniane. Czynnikiem powodującym zagrożenie chemiczne jest ich toksyczne działanie, które może zachodzić przez drogi oddechowe, skórę lub przewód pokarmowy, a objawiać się w różny sposób np. podrażnienie, uczulenie, upośledzenie ostrości wzroku, zawroty i ból głowy, niepewność działania układu nerwowego itp. Coraz częstsze stosowanie tego typu środków powoduje, że zagrożenie to będzie się zwiększać.

Częściej też w kopalniach podziemnych stosowane są maszyny o coraz większej mocy, niezbędnej do stosowanych obecnie technologii urabiania, ładowania i transportu urobku, przez co wzrasta poziom hałasu, nierzadko ponad normy. Powoduje to znaczne zagrożenie akustyczne, szczególnie dla osób wykonujących pracę na stanowiskach związanych bezpośrednio przy takich procesach. Zazwyczaj jest to hałas o charakterze niskoczęstotliwościowym, który szczególnie trudno wytłumić, a środki ochrony zbiorowej i indywidualnej charakteryzują się małą skutecznością [16]. Czynnikami bezpośrednio powodującymi wysoką emisję hałasu, a w konsekwencji stanowiącymi przyczynę zawodowego ubytku słuchu, są:

- praca maszyn – w większości na zasadzie ruchu obrotowego,
- przekraczanie dopuszczalnych wartości emisji hałasu, przy czym dotyczy to wartości wyznaczanych w badaniach atestacyjnych, zaś w miejscu zainstalowania maszyny emisja hałasu może być większa z uwagi na związane ze zużyciem stopniowe zwiększanie się luzów części ruchomych,
- odbicia i nakładanie się hałasu od innych maszyn, powodujące znaczne zagrożenie akustyczne w środowisku pracy,
- wzmacniane hałasu przez odbicia dźwięku od powierzchni zamkniętych wyrobisk górniczych.

Hałasowi często towarzyszy zjawisko wibracji, pod którą rozumie się przenoszenie na ciało drgań powstających punktowo lub miejscowo.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W pierwszym przypadku ma to związek ze stosowaniem narzędzi obsługiwanych ręcznie, a w drugim, kiedy pracownik znajduje się w maszynie wywołującej wibracje. Czynnikami zagrożenia wibracją są [3]:

- przenoszenie drgań bezpośrednio do organizmu poprzez układ kostny rąk,
- przenoszenie drgań pośrednio poprzez siedziska pojazdów na miednicę, plecy i boki,
- przenoszenie drgań bezpośrednio z drgającego podłoża przez stopy na cały organizm.

Źródłem drgań zagrażającym zdrowiu pracowników jest wiele urządzeń stosowanych w kopalniach podziemnych [3], które działają w zakresie częstotliwości od 3 do 350 Hz, np.:

- pompy głównego odwadniania,
- maszyny urabiające, szczególnie kombajny chodnikowe,
- maszyny do robót pomocniczych – ładowarki, spągoładowarki,
- maszyny o narzędziu obrotowo-udarowym – kotwiarki, wiertnice,
- maszyny i urządzenia transportowe – kołowroty, lokomotywy, kolejki podwieszane, kolejki spągowe, pojazdy spalinowe.

3. Przyczyny zdarzeń wypadkowych związanych z zagrożeniami technicznymi

Analiza raportu Wyższego Urzędu Górniczego za rok 2013 o stanie bezpieczeństwa [8] wynika, że aż 2434 wypadki miały miejsce w kopalniach podziemnych (tab. 2).

Zestawienie ciężkości wypadków w czynnych podziemnych kopalniach w 2013 r. ([opr. wł. na podst. [8])

Tabela 2

Lp.	Typ kopalni	Liczba wypadków			
		razem	śmiertelnych	ciężkich	lekkich
1.	węgla kamiennego	1908	14	7	1887
2.	rud miedzi	459	3	3	453
3.	rud cynku i ołowiu	27	-	2	25
4.	soli	9	-	1	8
5.	gipsu i anhydrytu	31	-	-	31
Ogółem		2434	17	13	2404

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Część tej ogólnej liczby to wypadki związane z ruchem maszyn i urządzeń – łącznie 134, przy czym zaistniało 9 wypadków śmiertelnych i 4 ciężkie [8]. Ich przyczynami były:

- wypadki śmiertelne:
- dociśnięcie do krawędzi otworu w obmurzu budynku, w wyniku uruchomienia przenośnika taśmowego,
- uderzenie belką transportowaną przenośnikiem ścianowym,
- dociśnięcie do konstrukcji nośnej ładowarki drzwiami kabiny,
- dociśnięcie do ociosu samoczynnie staczającą się ładowarką,
- uderzenie spadającym przedmiotem,
- wypadki ciężkie:
- poślizgnięcie się i upadek,
- uderzenie urządzeniem odpylającym i dociśnięcie do nadstawki przenośnika zgrzebłowego,
- uderzenie wypływającym pod ciśnieniem strumieniem wody,
- dociśnięcie lokomotywą podczas prac związanych z przeglądem okresowym,
- wypadki lekkie (najczęściej):
- poparzenie łukiem elektrycznym,
- porażenie prądem elektrycznym,
- uderzenie łyżką ładowarki,
- uderzenie końcówką przewodu hydraulicznego, w wyniku wypływu emulsji pod ciśnieniem,
- zapłon i poparzenie nieustalonym czynnikiem w wyniku robót spawalniczych,
- samoczynne stoczenie się zestawu transportowego.

Oprócz tego typu wypadków zdarzają się też inne, będące skutkiem występowania wysokiego poziomu zagrożeń naturalnych, w tym zagrożenia metanowego.

4. Warunki konieczne do zaistnienia wybuchu w kopalni węgla kamiennego

Aby doszło do zapłonu i zapalenia metanu muszą jednocześnie wystąpić [2]:

- mieszanina metanowo-powietrzna o zawartości metanu w przedziale 4,5-15% oraz tlenu powyżej 12%, przy czym w rzeczywistości granice wybuchowości takiej mieszaniny ulegać mogą zmianom, w zależności od: temperatury, ciśnienia i wilgotności mieszaniny, rodzaju i czasu działania

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

bodźca inicjującego wybuch, objętości przestrzeni, w której następuje reakcja spalania, stężenia tlenu, które w miarę obniżania zawęża granice wybuchowości (np. 17% O_2 zawęża je do 5,3 ÷ 12,6% CH_4),

– inicjał, o odpowiednio wysokiej temperaturze i czasie ekspozycji, dla przykładu dla temperatury 500°C wynosi to kilka godzin, dla 600°C – kilka minut przy stężeniu CH_4 poniżej 4 i powyżej 7%, a 10 sekund przy stężeniu CH_4 4 ÷ 7%, dla 650°C – kilka sekund, dla 1000°C – ułamek sekundy, a dla 1300°C – nanosekundy.

Widać z tego, że głównie inicjały decydują o szybkości przebiegu reakcji zapłonu, zapalenia i wybuchu metanu. Stąd też świadomość tego, że mogą one w danych warunkach występować spowodowała ich podział [11] na jawne, których miejsce ewentualnego wystąpienia jest dostępne, a więc istnieje możliwość kontroli występujących tam uwarunkowań, i dyskretne, które mogą wystąpić w miejscu niedostępnym, a przez to nie ma możliwości bezpośredniej kontroli uwarunkowań tam występujących.

Do inicjałów jawnych należą:

– pożar endogeniczny, jako źródło ciepła o dostatecznie wysokiej temperaturze i długim czasie działania,
– roboty strzałowe, ze względu na: źródło bardzo wysokiej temperatury powstającej podczas zapłonu MW (temperatura zapłonu MW jest od 2 do ponad 4-krotnie wyższa od minimalnej temperatury zapłonu metanu) oraz na możliwość deflagracji materiału wybuchowego w otworze strzałowym,
– iskry z mechanicznego tarcia o skałę – powstałe: przy urabianiu kombajnem, podczas transportu urobku (uderzenie skały o inny element),
– iskry z mechanicznego tarcia – elementów urządzeń, np. organu urabiającego o stropnice obudowy, tarcie łańcucha przenośnika,
– łuk elektryczny – np. ze zwarcia urządzeń elektrycznych, uszkodzonych kabli energetycznych, iskrzenia trakcji,
– wyładowanie elektrostatyczne – z materiałów ze sztucznego tworzywa stosowanego w wyrobiskach dołowych,
– otwarty ogień – wystąpienie w czynnych wyrobiskach: np. procesów technologicznych cięcia lub spawania metali, palenia tytoniu, pożaru egzogenicznego.

Z kolei do inicjałów dyskretnych należą:

– iskrzenie tarciowe skał w zrobach – tarcie skały o skałę lub spadek skały na skałę podczas powstawania zawału zasadniczego (przy piaskowcach gruboziarnistych wystarcza spadek z wysokości 2,5 m),
– wysoka energia i przepływ ładunków elektrycznych, mogące wystąpić w zrobach – w szczelinach tworzących się podczas pękania skały,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- iskry ładunków elektrycznych, powstające w zrobach podczas niszczenia struktury twardej skały,
- gorące powierzchnie, powstające w zrobach po zadziałaniu dużej energii niszczącej strukturę skały lub po zaistniałym tarciu skały o skałę.

Wynika więc z powyższego, że kilka zagrożeń technicznych może być inicjałami jawnymi.

5. Wybrane przykłady wybuchów w kontekście zagrożeń technicznych

W okresie lat 2002-2013 odnotowano w Polsce 30 zdarzeń z udziałem metanu, które miały przebieg od zapalenia poprzez wybuch metanu aż do wyrzutu metanu i skał [8] (tab. 3).

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2002-2013 (opr. własne na podst. [8])

Tabela 3

Lp.	Kopalnia	Data	Inicjał	Przebieg zdarzenia	Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie)
1	Rydułtowy	23.03.2002	iskry mechaniczne (od przenośnika)	wybuch	3 / 5 / 2
2	Budryk	17.07.2002	iskrzenie tarciowe skał w zrobach	zapalenie	0 / 0 / 0
3	Pniówek	05.09.2002	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie i wybuch	1 / 7 / 5
4	Bielszowice	24.02.2003	pożar endogeniczny	zapalenie	0 / 13 /19
5	Brzeszcze	01.04.2003	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	1 / 6 / 5
6	Zofiówka	10.06.2003	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
7	Sośnica	07.11.2003	pożar endogeniczny	zapalenie i wybuch	3 / 1 / 6
8	Budryk	17.08.2004	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
9	Halemba	03.03.2005	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2002-2013 (opr. własne na podst. [8]) (cd.)

Tabela 3

Lp.	Kopalnia	Data	Inicjał	Przebieg zdarzenia	Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie)
10	Sośnica	17.05.2005	roboty strzałowe	zapalenie	0 / 0 / 0
11	Staszic	25.10.2005	palenie papierosów	zapalenie	0 / 2 / 0
12	Zofiówka	22.11.2005	ciśnienie strukturalne górotworu	wyrzut metanu i skał	3 / 0 / 5
13	Szczygłowice	11.05.2006	łuk elektryczny (iskry od odbieraka lokomotywy)	zapalenie	0 / 0 / 8
14	Halemba	21.11.2006	łuk elektryczny (uszkodzone urządzenia elektryczne) lub wyładowania elektrostatyczne (zastosowane płótno podsadzkowe), lub pożar endogeniczny, lub iskrzenie tarciowe skał w zrobach	zapalenie i wybuch	23 / 0 / 1
15	Halemba	23.05.2007	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
16	Pokój	28.07.2007	roboty strzałowe	zapalenie	0 / 0 / 4
17	Bielszowice	02.09.2007	roboty strzałowe	zapalenie i wybuch	0 / 0 / 0
18	Budryk	30.10.2007	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
19	Mysłowice-Wesoła	13.01.2008	pożar endogeniczny	zapalenie i wybuch	2 / 0 / 1

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2002-2013 (opr. własne na podst. [8]) (cd.)

Tabela 3

Lp.	Kopalnia	Data	Inicjał	Przebieg zdarzenia	Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie)
20	Borynia	04.06.2008	pożar endogeniczny, lub samozapłon spoiwa klejowego, lub łuk elektryczny (uszkodzone kable elektryczne)	zapalenie i wybuch	6 / 5 / 12
21	Zofiówka	20.10.2009	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
22	Wujek Ruch Śląsk	18.09.2009	łuk elektryczny (zwarcie urządzeń elektrycznych)	zapalenie i wybuch	20 / 25 / 9
23	Mysłowice-Wesoła Ruch Wesoła	16.05.2010	pożar endogeniczny	dwukrotne zapalenie	0 / 0 / 2
24	Murcki-Staszic Ruch Staszic	13.03.2011	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
25	Krupiński	05.05.2011	iskry mechaniczne (od przenośnika)	zapalenie	3 / 9 / 2
26	Bielszowice	12.08.2011	iskry mechanicznego tarcia o skałę, lub iskry mechaniczne (tarcie elementów metalowych – kombajn, przenośnik, obudowa ścianowa), lub iskrzenie tarciowe skał w zrobach	zapalenie	0 / 0 / 0

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2002-2013 (opr. własne na podst. [8]) (cd.)

Tabela 3

Lp.	Kopalnia	Data	Inicjał	Przebieg zdarzenia	Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie)
27	Murcki-Staszic Ruch Staszic	28.01.2013	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
28	Murcki-Staszic Ruch Staszic	06.02.2013	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
29	Rydułtowy-Anna	25.02.2013	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0
30	Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice	25.03.2013	iskry mechaniczne (od kombajnu)	zapalenie	0 / 0 / 0

Zestawienie inicjałów zdarzeń z udziałem metanu w latach 2002-2013 (opr. własne na podst. [8])

Tabela 4

Lp.	Grupa inicjałów	Inicjał		Liczba zdarzeń z udziałem inicjału		
		typ	rodzaj	stwier-dzona	prawdo-podobna	razem
1	naturalne	iskrzenie tarciowe skał w zrobach		1	1 – w 1/4 1 – w 1/3	1 + 7/12
2		pożar endogeniczny		4	1 – w 1/4 1 – w 1/3	4 + 7/12
3	techniczne	iskry mechaniczne	od kombajnu	13		15 + 1/3
4			od przenośnika	2		
5			od innych elementów metalowych wyposażenia ściany		1 – w 1/3	
6		iskry mechanicznego tarcia o skałę			1 – w 1/3	1/3
7		roboty strzałowe		3		3
8		otwarty ogień	palenie papierosów	1		1 + 1/3
9			samozapłon spoiwa klejowego		1 – w 1/3	
10		łuk elektryczny	iskry od odbieraka lokomotywy	1		2 + 1/4
11			uszkodzone urządzenia elektryczne		1 – w 1/4	
12			zwarcie urządzeń elektrycznych	1		
13		wyładowania elektrostatyczne			1 – w 1/4	1/4

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Analiza zestawienia tych zdarzeń (tab. 3) wykazuje, że poza nietypowym wyrzutem gazów i skał, spośród 29 zdarzeń zapalenia lub zapalenia i wybuchu metanu (tab. 4) zdecydowanie więcej, bo na pewno w 21 przypadkach wystąpił inicjał techniczny. W 5 przypadkach wystąpiły inicjały naturalne, a w 3 mógł wystąpić zarówno inicjał naturalny, jak i techniczny.

Zestawienie to (tab. 4) pokazuje także, że na 9 ustalonych 4 prawdopodobnych rodzajów inicjałów dominującym inicjałem są iskry mechaniczne od kombajnu, które zostały zidentyfikowane w 13 przypadkach, co stanowi 44,8%. Jeśli do tego dodać 2 przypadki iskrzenia mechanicznego od przenośnika, to łącznie stanowi to 51,7% zdarzeń zapalenia oraz zapalenia i wybuchu metanu.

6. Podsumowanie

Zagrożenia techniczne w górnictwie podziemnym są coraz częściej bezpośrednią lub pośrednią przyczyną zdarzeń wypadkowych.

Z uwagi na coraz szerszy zakres stosowania maszyn i urządzeń, zagrożeniami technicznymi objętych jest – szacunkowo – około 60-80% pracowników zatrudnionych w podziemnych zakładach górniczych oraz firmach świadczących usługi przedsiębiorcom górniczym w zakładach górniczych.

Wśród zagrożeń technicznych wyróżnia się zagrożenia potencjalnie wypadkowe, których jest zdecydowanie więcej oraz zagrożenia potencjalnie chorobotwórcze.

Statystyka wypadków z roku 2013 pokazuje, że – w kontekście zagrożeń technicznych – najczęściej są one związane z ruchem maszyn i urządzeń, jednak były też przyczyną 4 zdarzeń z udziałem metanu.

Jednym z czynników występujących w czasie zdarzeń związanych z metanem jest inicjał, który może mieć charakter jawny – istnieje możliwość kontroli warunków sprzyjających zapaleniu metanu i niedopuszczenia do jego wystąpienia – oraz charakter dyskretny – inicjał praktycznie niemożliwy do kontroli.

Wśród inicjałów jawnych występują inicjały będące skutkiem zagrożeń technicznych, które były inicjałem zdecydowanie większości zapaleń oraz zapaleń i wybuchów metanu w polskich kopalniach w latach 2002-2013.

Zdecydowanie najczęściej występującym inicjałem jest iskrzenie mechaniczne od kombajnów – 44,8% wszystkich zdarzeń, co oznacza, że każde działanie polepszające pracę kombajnu, szczególnie ścianowego, w warunkach zagrożenia metanowego zwiększa bezpieczeństwo pracy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Biernacki A., Karski H.: System interaktywnej oceny ryzyka zawodowego IRYS – porażenie prądem elektrycznym. Bezpieczeństwo Pracy, 2005, nr 7-8, s. 6-10.
2. Czechowicz J.: Zwalczanie pożarów w kopalniach silnie metanowych. Wyd. „Śląsk", Katowice 1972.
3. Engel Z.: Ochrona środowiska przed drganiami i hałasem. Warszawa, PWN 2001.
4. Klasyfikacja zagrożeń. Europejskie Techniczne Biuro Związków Zawodowych ds. ochrony zdrowia i bezpieczeństwa.
5. Kowalewski S., Dąbrowski A., Dąbrowski M.: Bezpieczeństwo i Ochrona Człowieka w Środowisku Pracy. CIOP-PIB, Warszawa, 2006.
6. Krasucki F., Miśkiewicz K., Wojaczek A., Frączek S.: Elektromagnetic Compatibility in Undeground Mining. Elsevier: Amsterdam – London – New York – Takyo. Wyd. PWN, Warszawa 1993.
7. Myrcha K., Gierasimiuk J., Wróbel J.: Czynniki mechaniczne; Nauka o pracy - bezpieczeństwo, higiena, ergonomia. T.6. Zagrożenia czynnikami niebezpiecznymi i szkodliwymi w środowisku pracy, CIOP, Warszawa, 2000.
8. Stan bezpieczeństwa pracy w górnictwie – lata 2001-2013. Opracowanie WUG, dostępność: http://www.wug.gov.pl/index.php?bhp – 04.05.2014 r.
9. Szlązak J., Szlązak N.: Bezpieczeństwo i higiena pracy. Wyd. AGH, Kraków 2005.
10. Trenczek S.: Bezpieczeństwo destymulacji zagrożenia pożarowego przy pomocy inertyzacji azotem i dwutlenkiem węgla. Wisti Donieckogo Girniczogo Institutu, Donieckij girniczij institut – Donieckij Nacjonalnij Tiechnicznij Uniwersitet, № 1'2007, s 111-119.
11. Trenczek S.: Roboty strzałowe jako aktywny inicjał jawny zapłonu metanu. Prace Naukowe GIG Górnictwo i Środowisko. Katowice 2006, ISSN 1643-7608, s. 139-148.
12. Trenczek S.: Rozpoznawanie aktywne rzeczywistego poziomu zagrożeń aerologicznych w górnictwie węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 270, Gliwice 2005, s. 317-330.
13. Trenczek S., Wojtas P.: Charakterystyka zagrożeń technicznych w kopalniach podziemnych. Rozdział w Monografii pod redakcją P. Wojtasa „Zagrożenia techniczne w górnictwie – innowacyjne rozwiązania do poprawy bezpieczeństwa pracy – wybrane zagadnienia". Wyd. ITI EMAG, Katowice 2014, s. 7-29 13.
14. Trenczek S., Wojtas P.: Zagrożenie elektryczne na tle zagrożeń technicznych w kopalniach. Materiały XV Krajowej Konferencji Elektryki

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Górniczej. Szczyrk, 26-28 września 2014 r. Wyd. KEiAG WGiG Pol. Śl., s. 151-160.

15. Trenczek S.: Wpływ środków transportowych na poziom zagrożenia wentylacyjno-gazowego. Materiały IX Międzynarodowej Konferencji nt. Bezpieczeństwo Pracy Urządzeń Transportowych w Górnictwie. Ustroń 6-8 listopada 2013 r., wersja elektroniczna, płyta CD plik I-08.
16. Zagrożenie hałasem w górnictwie. Opracowanie Departamentu Warunków Pracy Wyższego Urzędu Górniczego, Katowice 2010.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Ocena ryzyka w procesie projektowania maszyn i urządzeń przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych

Andrzej Figiel – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Polityka bezpieczeństwa znajduje swoje odzwierciedlenie w obowiązujących regulacjach prawnych, zgodnie z którymi jednym z elementów systemu oceny zgodności wyrobów z wymaganiami bezpieczeństwa jest ocena ryzyka. Na podstawie poziomu ryzyka, wyrażonego w sposób ilościowy i jakościowy, określa się środki techniczne i działania organizacyjne redukujące ryzyko do akceptowalnego poziomu [1]. Przy podejmowaniu decyzji o sposobie ograniczenia ryzyka należy kierować się zasadą, że pierwszeństwo mają środki techniczne (zmiana konstrukcji, kontrolowanie potencjalnych źródeł ryzyka, poprzez wprowadzenie dodatkowych środków ochronnych), a w dalszej kolejności działania organizacyjne (projektowanie bezpiecznych metod pracy, zapewnienie sprzętu ochrony osobistej).

Ocena ryzyka to proces obejmujący analizę i ewaluację ryzyka. Przez analizę ryzyka należy rozumieć rozpoznanie w obiekcie technicznym zagrożeń związanych z jego działaniem, obsługą, konserwacją oraz oszacowanie prawdopodobnej ciężkości szkody i prawdopodobieństwa jej wystąpienia w odniesieniu do każdego zagrożenia.

Tak zdefiniowana ocena ryzyka jest podstawowym elementem zapewnienia bezpieczeństwa i powinna być realizowana przede wszystkim przez wytwórców na etapie projektowania i wprowadzania do obrotu handlowego oraz przez użytkowników oraz jednostki zaangażowane w nadzorowanie obiektów technicznych, na etapie eksploatacji, najlepiej w ramach systemu zarządzania bezpieczeństwem.

Wyniki oceny ryzyka przeprowadzone na etapie projektowania pozwalają stwierdzić, czy przyjęte rozwiązania techniczne odpowiadają aktualnemu poziomowi wiedzy technicznej ustanowionemu w najnowszych wydaniach norm i obowiązujących przepisach technicznych. Z kolei na etapie eksploatacji, ocena ryzyka stanowi element procesu zarządzania bezpieczeństwem, obejmującego przyjęcie akceptowalnego poziomu ryzyka oraz identyfikację możliwości zmniejszania ryzyka poprzez wybór, zastosowanie i monitorowanie odpowiednich środków kontrolnych i organizacyjnych.

W niniejszej monografii skoncentrowano się na metodach oceny ryzyka, przydatnych przy podejmowaniu decyzji, na etapie projektowania, o możliwości stosowania maszyn w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Należy podkreślić, że wystawienie przez producenta deklaracji zgodności WE oraz oznaczenie maszyny znakiem CE oznacza, że w procesie projektowania nie pominięto żadnego zagrożenia, a związane z nim ryzyko zostało ograniczone do poziomu uznanego, w momencie wprowadzenia do obrotu handlowego, za akceptowalne.

W związku z tym projektanci powinni posiadać pełną wiedzę na temat wymagań technicznych oraz metod, zasad i technik oceny ryzyka. Źródłem wiedzy są przede wszystkim normy. Metodykę, zasady oceny i zmniejszania ryzyka, wynikające z wiedzy i doświadczenia w projektowaniu i użytkowaniu maszyn oraz ze znajomości zdarzeń potencjalnie wypadkowych i wypadków, opisano w normie PN-EN ISO 12100:2012 [4]. Określenie ograniczeń dotyczących maszyny, identyfikacja zagrożeń w poszczególnych fazach cyklu jej życia, oszacowanie ryzyka związanego z zagrożeniami dostarcza informacji niezbędnych do podjęcia decyzji o akceptacji przyjętych rozwiązań technicznych i środków ochronnych lub o konieczności zmniejszania ryzyka. Proces oceny ryzyka kończy się w momencie stwierdzenia, że maszyna posiada zdolność do wykonywania przypisanych jej funkcji, przy odpowiednio zmniejszonym ryzyku.

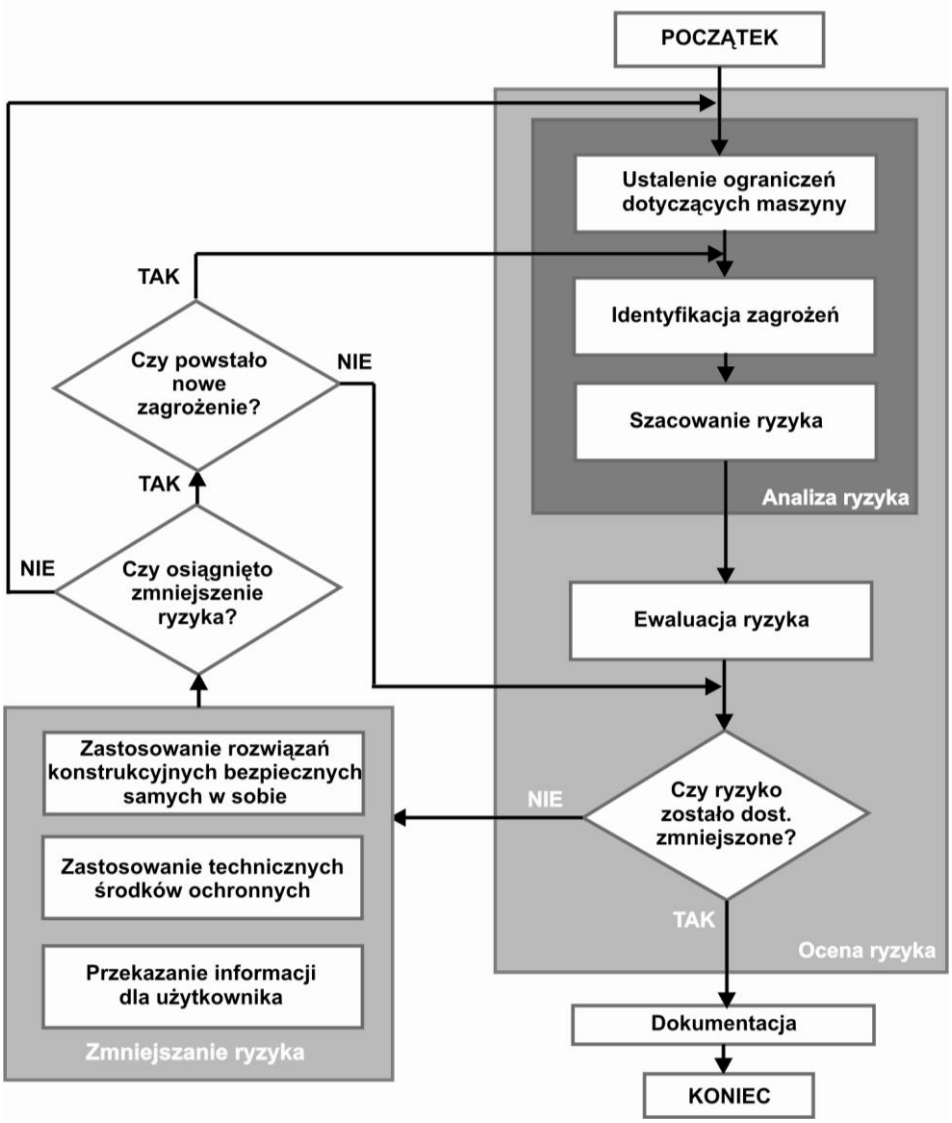
Udokumentowany proces oceny ryzyka jest sposobem na osiągnięcie zgodności z zasadniczymi wymaganiami dyrektywy 2006/42/WE [5] dotyczącej bezpieczeństwa maszyn. Podczas projektowania maszyn przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych należy dodatkowo uwzględnić zagrożenia związane z ich pracą w potencjalnie wybuchowej atmosferze. Z tego powodu udokumentowany proces oceny ryzyka, odnoszący się do zagrożeń związanych z zapłonem lub wybuchem gazu kopalnianego i/lub pyłu węglowego, dostarcza dowodów zgodności z zasadniczymi wymaganiami dyrektywy 94/9/WE [6].

2. Ocena ryzyka w odniesieniu do zagrożeń związanych z maszynami

Proces oceny ryzyka to szereg logicznych kroków umożliwiających w usystematyzowany sposób przeprowadzenie analizy i ewaluację ryzyka związanego z maszyną (rys. 1). W wyniku oceny ryzyka następuje, w miarę potrzeby, jego zmniejszenie poprzez dobór odpowiednich środków ochronnych. W pierwszej kolejności należy dążyć, aby rozwiązanie konstrukcyjne było bezpieczne samo w sobie, które nie wymaga użycia osłon lub innych urządzeń ochronnych. W przypadku, gdy zapewnienie konstrukcji bezpiecznej samej w sobie nie jest możliwe, ryzyko należy zredukować poprzez zastosowanie technicznych środków ochronnych lub uzupełniających środków ochronnych. Jeżeli pomimo zastosowania dodatkowych środków ochronnych ryzyko

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w dalszym ciągu występuje, to należy o nim poinformować użytkownika maszyny (instrukcje, informacje na maszynie). Po każdorazowym podjęciu decyzji dotyczącej zastosowania środków bezpieczeństwa, wspartych metodami jakościowymi, uzupełnionymi, tak dalece jak to możliwe, metodami ilościowymi, ponownie przeprowadza się ocenę i ewaluację ryzyka.



Rys.1. Iteracyjny proces zmniejszania ryzyka bezpieczeństwa
(Źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Warunkiem poprawnego przeprowadzenia oceny ryzyka jest zebranie informacji obejmujących:

- dane dotyczące maszyny: wymagania użytkowników, wymagania związane z fazami cyklu życia maszyny, sposób zasilania energią, rysunki konstrukcyjne lub inne środki przedstawienia właściwości maszyny, dokumentacja wcześniejszych konstrukcji podobnych maszyn oraz informacje o sposobie ich użytkowania,
- aktualne przepisy, normy i inne dokumenty zawierające wymagania techniczne oraz dane dotyczące ochrony życia i zdrowia,
- historie zaistniałych wypadków, zdarzeń potencjalnie wypadkowych lub wadliwego działania dotyczącego takich samych lub podobnych maszyn oraz historie uszczerbku na zdrowiu wynikającego z emisji hałasu, drgań mechanicznych, pyłów, wyziewów, spalin oraz stosowania substancji chemicznych lub materiałów przetwarzanych przez maszynę.
- doświadczenia użytkowników podobnych maszyn,
- zasady ergonomii,
- identyfikację osób zagrożonych, które mogą być narażone na oddziaływanie maszyny wraz z ich charakterystyką (współdziałanie człowieka z maszyną, współdziałania ludzi, aspekty psychologiczne, spodziewany poziom wyszkolenia, doświadczenia lub umiejętności narażonych osób itd.),
- dane dotyczące niezawodności funkcji bezpieczeństwa, możliwości wstrzymania działania maszyny, pominięcia środków ochronnych oraz wymagań dotyczących ich utrzymania w należytym stanie.

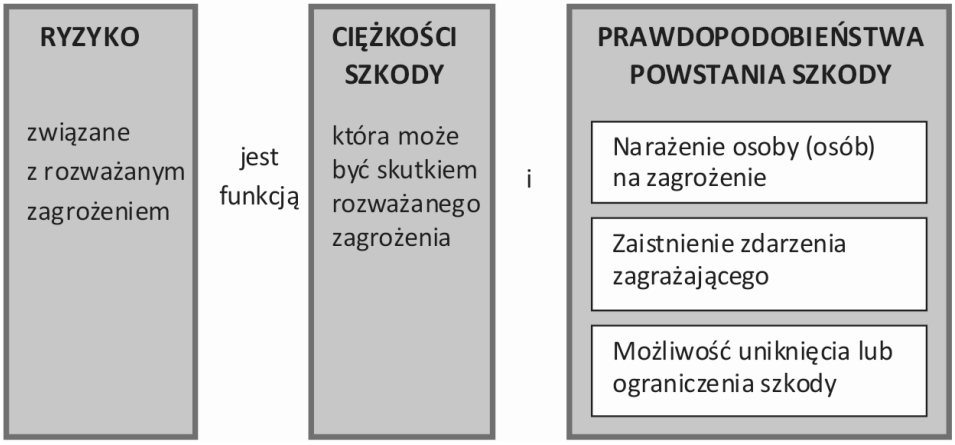
Rozpoznanie zagrożeń związanych z maszyną dokonuje się na podstawie wyżej wymienionych informacji, prowadzonej zgodnie z zasadami wybranej techniki identyfikacji zagrożeń. Zagrożenia, sytuacje zagrożenia i zdarzenia niebezpieczne mogą być zidentyfikowane z wykorzystaniem Załącznika B normy PN-EN ISO 12100:2012 [4]. Po zidentyfikowaniu zagrożeń należy oszacować ryzyko w odniesieniu do każdej sytuacji zagrożenia poprzez określenie elementów ryzyka zgodnie z poniższym schematem blokowym (rys. 2).

Podczas oceny ryzyka dokonuje się kwantyfikacji ryzyka, uwzględniając kompilację wymiernych skutków rozważanego zagrożenia i prawdopodobieństwa zaistnienia zdarzenia zagrażającego z przyjętymi normatywnymi poziomami ryzyka, według założonych kryteriów akceptacji (macierze ryzyka, FMECA - Failure mode and effect critical analysis).

Ocena ryzyka powinna być prowadzona w sposób, który zapewnia dokumentowanie realizowanej procedury i uzyskanych wyników. Dokumentacja oceny ryzyka powinna zawierać informacje o maszynie (m.in. wymagania techniczne, ograniczenia dotyczące użytkowania), wszystkie istotne założenia (obciążenie, wytrzymałość, współczynniki bezpieczeństwa), zidentyfikowane

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zagrożenia, sytuacje zagrożenia oraz zdarzenia niebezpieczne, informacje wykorzystane w procesie oceny ryzyka (dane i ich źródło), wykaz zastosowanych środków ochronnych, ryzyko resztkowe oraz końcowy wynik oceny. Wszystkie zapisy, które powstały podczas oceny ryzyka powinny być przechowywane.



Rys.2. Elementy ryzyka [4]

Pełną wiedzę dotyczącą maszyny posiada jej producent. W związku z tym, zgodnie z dyrektywami obowiązującymi w Unii Europejskiej, za zgodność wyrobu z zasadniczymi wymaganiami bezpieczeństwa oraz przeprowadzenie odpowiedniej procedury oceny zgodności, odpowiada producent. Obowiązkiem producenta jest nie tylko zapewnienie odpowiednich cech konstrukcyjnych wyrobu, ale również przekazanie użytkownikom wyczerpującej informacji o ograniczeniach maszyny oraz wszelkich możliwych zagrożeniach, które mogą wystąpić w czasie eksploatacji wyrobu oraz niezbędnych działaniach użytkownika, które powinien zapewnić ograniczenie ryzyka resztkowego (przedsięwzięcia organizacyjne, kontrolne i związane z utrzymaniem w ruchu). Stąd duże znaczenie mają instrukcje obsługi (dokumentacja techniczno-ruchowa).

3. Ocena ryzyka maszyn przeznaczonych do pracy w zakładach górniczych

Warunki środowiskowe w miejscu pracy maszyn górniczych zmuszają do przeprowadzania oceny zagrożenia zapłonem dla każdej maszyny, łącznie z przewodami i elektrycznym układem zasilania oraz określenia najbardziej stosownych środków, aby wyeliminować lub ograniczyć ryzyko powstania zapłonu [2]. Wymagania dla cech konstrukcyjnych maszyn oraz jej podzespołów, ze względu na możliwość stosowania w zakładach górniczych, w których występują przestrzenie zagrożone wybuchem gazu kopalnianego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

i/lub pyłu węglowego, określono w normie PN-EN 1710+A1:2010 [7]. Wszystkie elektryczne i nieelektryczne maszyny oraz ich podzespoły, przeznaczone do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, powinny być zaprojektowane i konstruowane zgodnie z zasadami dobrej praktyki inżynierskiej i spełniać wymagania dotyczące urządzeń grupy I, kategorii M1 lub M2. Urządzenia elektryczne powinny spełniać wymagania normy PN-EN 60079-0:2013-03 [8] oraz norm tej serii, dotyczących zastosowanego rodzaju zabezpieczenia przeciwwybuchowego. Podzespoły i części nieelektryczne maszyny powinny być poddane formalnej, udokumentowanej ocenie ryzyka zgodnie z normą PN-EN 13463-1:2010 [9]. Ocena ta powinna być przeprowadzona w celu stwierdzenia, czy potencjalne źródła, takie jak: gorące powierzchnie, otwarte płomienie, gorące gazy/ciecze, iskry generowane mechanicznie, sprężanie adiabatyczne, fale uderzeniowe, egzotermiczne reakcje chemiczne, reakcje termitowe, samozapalenie pyłu, łukowe wyładowania elektryczne i wyładowania elektryczności statycznej, mogą doprowadzić do zapłonu. Zakresem analizy należy objąć wszystkie źródła zapłonu uwzględnione w PN-EN 1127-2:2014-08 [10], powstające podczas normalnego działania oraz spodziewanego wadliwego działania oraz źródła zapłonu spowodowane niewłaściwym, dającym się przewidzieć, użytkowaniem.

Wyniki oceny pozwalają określić środki zabezpieczające lub zabezpieczenia, które należy zastosować, aby zapobiec możliwości powstania zapłonu. Pierwszeństwo powinny mieć środki zabezpieczające, które zapewniają, że nie dojdzie do powstania źródeł zapłonu. W dalszej kolejności powinny być stosowane środki zapewniające, że źródła zapłonu nie staną się efektywne oraz środki zapobiegające kontaktowi atmosfery wybuchowej ze źródłem zapłonu. Ostatecznym rozwiązaniem jest zastosowanie środków ograniczających wybuch i zapobiegających rozprzestrzenianiu się płomienia.

W przypadku zastosowania w maszynie środka zabezpieczającego, który wyklucza występowanie źródeł zapłonu, realizowanego przez elementy sterownicze, w ocenie ryzyka należy uwzględnić nowe zagrożenie związane z niezawodnością realizowanej przez te środki funkcji (brak realizacji funkcji skutkuje natychmiastowym wzrostem ryzyka zapłonu). Przykładami urządzeń zabezpieczających są np. zabezpieczenia termiczne, które w przypadku, gdy dojdzie do utyku silnika i nadmiernego wzrostu temperatury, inicjują funkcję wyłączenia zasilania energią elektryczną. Wymagania dotyczące elektrycznych urządzeń zabezpieczających, stosowanych do eliminowania potencjalnych źródeł zapłonu w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, zawiera norma PN-EN 50495:2013 [11].

Dokumentacja techniczna maszyn przeznaczonych do pracy w zakładach górniczych, w których występuje zagrożenie wybuchem gazu kopalnianego i/lub pyłu węglowego, które nie są urządzeniami elektrycznymi i silnikami

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

spalinowymi, zawierająca m.in. wyniki oceny zagrożenia zapłonem, zgodnie z wymaganiami procedury oceny zgodności dyrektywy 94/9/WE [6] dotyczącej urządzeń grupy I kategorii M2, powinna być zdeponowana w wybranej jednostce notyfikowanej (wymóg obligatoryjny) w celu ewentualnego wykorzystania przez organ nadzoru rynku np. podczas ustalania przyczyn wypadku. Jednostka notyfikowana nie weryfikuje sposobu oraz wyników oceny i redukcji ryzyka.

4. Ocena ryzyka w odniesieniu do zagrożenia związanego z niesprawnością układu sterowania

W procesie oceny ryzyka należy uwzględnić wszystkie zagrożenia, w tym te, które powstały w następstwie przyjęcia nowych rozwiązań technicznych i które wcześniej nie występowały lub ich wpływ na bezpieczeństwo był pomijany. Przykładem mogą być układy sterowania (elektryczne, elektroniczne lub elektroniczne programowalne) nadzorujące pracę maszyn, które nie dopuszczają do przekroczenia dopuszczalnych wartości parametrów decydujących o bezpieczeństwie użytkowania. Podjęcie decyzji o ograniczeniu ryzyka za pomocą układu sterowania skutkuje koniecznością uwzględnienia nowego zagrożenia, polegającego na możliwym braku realizacji przez układ sterowania funkcji bezpieczeństwa, wskutek jego ewentualnego, wadliwego działania [3].

Takie podejście wynika z:

- dyrektywy 2006/42/WE [5], zgodnie z którą układy sterowania należy projektować i wytwarzać tak, aby:
  - zapewniały bezpieczeństwo oraz zapobiegały sytuacji zagrożenia,
  - defekty sprzętu komputerowego i oprogramowania układu sterowania nie prowadziły do powstawania sytuacji niebezpiecznych,
  - były odporne na obciążenia wynikające z zamierzonego zastosowania oraz na wpływ czynników zewnętrznych,
  - błędy w układach logicznych nie doprowadziły do sytuacji niebezpiecznych,
  - możliwe do przewidzenia błędy ludzkie nie doprowadziły do powstania sytuacji niebezpiecznych,
- dyrektywy 94/9/WE [6], zgodnie z którą:
  - projektowanie i wytwarzanie urządzeń i systemów ochronnych powinno być poprzedzone analizą dotyczącą możliwości wystąpienia awarii podczas ich użytkowania, w celu uniknięcia sytuacji niebezpiecznych,
  - należy uwzględnić nieprawidłowości, jakie mogą wystąpić podczas użytkowania urządzeń i systemów ochronnych,
  - w przypadku wystąpienia niesprawności urządzeń zabezpieczających podejmuje się niezbędne działania, mające na celu niezwłoczne ich

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wykrycie za pomocą odpowiednich środków i ograniczenie do minimum prawdopodobieństwa wystąpienia sytuacji niebezpiecznych,

– należy stosować zasadę, aby bezpieczeństwo było zapewnione w przypadku wystąpienia awarii urządzeń zabezpieczających.

Uwzględnienie wyżej wymienionych wymogów podczas projektowania układów sterowania powoduje, że założone funkcje (funkcje bezpieczeństwa) są realizowane nawet w warunkach uszkodzenia, w przewidywalny sposób i z określoną niezawodnością przez cały cykl życia maszyny. Norma PN-EN 60204-1:2010 [12] wymaga, aby w sytuacji, gdy uszkodzenia lub zakłócenia w pracy wyposażenia elektrycznego mogą spowodować sytuację zagrożenia, uszkodzenie maszyny lub produkcji w toku, podjąć odpowiednie środki minimalizujące prawdopodobieństwo wystąpienia takich zdarzeń. Podjęte środki i ich zakres zależą od poziomu ryzyka związanego z określoną funkcją sterowniczą, wyznaczonego zgodnie z normą PN-EN 13849-1:2008 [10] lub PN-EN 62061:2008 [14]. Poziomy bezpieczeństwa (poziom wymagany i poziom osiągnięty środkami technicznymi) są wyrażone w wartościach prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznych uszkodzeń na godzinę (PFH_D) – tabela 1 i 2. W normie PN-EN 13849-1:2008 [13], jak i PN-EN 62061:2008 [14] poziomy bezpieczeństwa (poziom wymagany i poziom osiągnięty środkami technicznymi) są wyrażone w wartościach prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznych uszkodzeń na godzinę (PFH_D) – tabela 1.

Zależność pomiędzy PFH_D a *PL* i *SIL* (Źródło: opracowanie własne na podstawie [13])

Tabela 1

Średnie prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę (PFH_D)	*PL*	*SIL*
$\geq 10^{-5}$ do $< 10^{-4}$	PL a	-
$\geq 3\times10^{-6}$ do $< 10^{-5}$	PL b	SIL 1
$\geq 10^{-6}$ do $< 3\times10^{-6}$	PL c	SIL 1
$\geq 10^{-7}$ do $< 10^{-6}$	PL d	SIL 2
$\geq 10^{-8}$ do $< 10^{-7}$	PL e	SIL 3

Producenci (projektanci) maszyn mogą wybrać metodykę, którą będą wykorzystywać podczas projektowania i integrowania systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem i/lub ich części, przy czym w pewnych przypadkach bardziej odpowiednia będzie metodyka określona w normie PN-EN 13849-1:2008 [13] (np. w odniesieniu do układów elektrycznych, hydraulicznych, pneumatycznych), a w pewnych przypadkach w normie PN-EN 62061:2008 [14] (np. w odniesieniu do systemów elektronicznych programo-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

walnych). System sterowania może być również zestawiony z elementów, którym przypisano poziom PL oraz SIL.

5. Przykład funkcji bezpieczeństwa

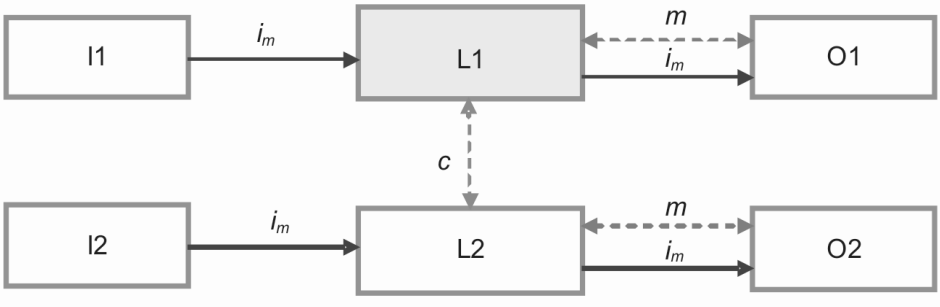
Podczas analizy ryzyka kombajnu chodnikowego zidentyfikowano m.in. zagrożenie polegające na możliwości zapalenia się metanu wskutek iskrzenia lub wysokiej temperatury noży organu urabiającego podczas urabiania i braku skutecznego zraszania (wymaganego przepływu i ciśnienia wody w instalacji chłodząco-zraszającej). Urabianie z niesprawną instalacją zraszającą prowadzi do wzrostu zapylenia (pomimo pracującej instalacji odpylającej), przegrzania silnika napędowego organu, czy wreszcie może skutkować zapaleniem się metanu uwolnionego w trakcie drążenia wyrobiska. Niedotrzymanie wymaganych parametrów wody w instalacji chłodzącej silnik prowadzi do zadziałania jego zabezpieczeń termicznych oraz przyczynia się do zmniejszenia żywotności jego izolacji elektrycznej wskutek przegrzania. Zapewnienie wymaganych parametrów wody w instalacji chłodząco-zraszającej (ciśnienie, przepływ) eliminuje zarówno zagrożenie uszkodzenia silnika oraz, o wiele groźniejsze, zagrożenie zapłonu metanu. Ze względu na skutki ewentualnego wybuchu metanu spowodowanego brakiem skutecznego zraszania, wymagany poziom nienaruszalności bezpieczeństwa określony według PN-EN 62061:2008 [14] nie może być niższy od SIL 2, natomiast według PN-EN 50495:2010 [11] wynosi SIL 1. Zagrożenie można wyeliminować poprzez monitorowanie ciśnienia i przepływu wody w instalacji chłodząco-zraszającej za pomocą odpowiednich czujników oraz wyłączenie silnika organu urabiającego w przypadku obniżenia ciśnienia lub przepływu wody, poniżej wartości dopuszczalnych. Tak zdefiniowaną funkcję bezpieczeństwa, wg PN-EN 13849-1:2008 [10], może realizować układ sterowania kategorii 2 (struktura jednokanałowa z układem diagnostycznym wykrywającym utratę funkcji bezpieczeństwa) lub kategorii 3 (struktura dwukanałowa z monitoringiem pomiędzy urządzeniami logicznymi).

Najwyższą niezawodność realizowanej funkcji bezpieczeństwa zapewnia układ, w którym wszystkie urządzenia wejściowe (czujniki), przetwarzające (separator, sterownik PLC), urządzenie wykonawcze (stycznik) są zdwojone - rysunek 3. Uszkodzenie dowolnego elementu nie oznacza, że funkcja nie będzie zrealizowana.

Realizacja, w rozważanym przypadku, układu sterowania o architekturze dwukanałowej nie jest łatwa. Należy pamiętać, że przyjęcie takiej architektury powoduje, że każdy z kanałów powinien niezależnie realizować funkcję bezpieczeństwa, co w praktyce, ze względu na ograniczenie wynikające z liczby urządzeń wykonawczych (jeden stycznik), często nie jest wykonalne. W związku z tym należy zastosować architekturę mieszaną, dwukanałową w części odpowiedzialnej za nadzorowanie parametrów wody w instalacji

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

chłodząco-zraszającej i w części przetwarzającej sygnały oraz jednokanałową w części wykonawczej, ewentualnie strukturę jednokanałową z układem diagnostycznym. Zaprezentowany przykład świadczy o tym, że projektant musi wybrać sposób realizacji funkcji bezpieczeństwa, spośród możliwych do zastosowania, kierując się względami technicznymi i ekonomicznymi.



Rys.3. Architektura układu sterowania kategorii 3 [10]; gdzie: *I1, I2 – urządzenia wejściowe (czujniki ciśnienia i przepływu), L1, L2 – urządzenia realizujące algorytm sterowania (separatory, sterowniki programowalne), O1, O2 – urządzenia wykonawcze (styczniki), m – monitoring, c – monitoring wzajemny,* i_m *– powiązanie pomiędzy elementami*

6. Podsumowanie

Przeprowadzenie oceny ryzyka jest procesem obowiązkowym. Ze względu na znaczenie uzyskanych wyników ocenę ryzyka należy przeprowadzić z należytą starannością, uwzględniając aktualny poziom wiedzy technicznej. Prawidłowo przeprowadzony proces oceny ryzyka gwarantuje wyeliminowanie lub ograniczenie do poziomu akceptowalnego, wszystkich zagrożeń, związanych z maszyną we wszystkich fazach cyklu życia maszyny, w tym zagrożeń, jakie mogły zaistnieć po wprowadzeniu zmian konstrukcyjnych i/lub środków ochronnych. Jakość procesu oceny ryzyka zależy od świadomości odpowiedzialności projektanta, ale przede wszystkim producenta, za wyrób wprowadzany do obrotu handlowego. Odpowiedzialność prawna za ewentualne skutki dostarczenia użytkownikowi maszyny stwarzającej zagrożenie i/lub niepełnej informacji niezbędnej do prawidłowej jej obsługi powinna motywować producentów do powierzenia projektowania wykwalifikowanym inżynierom, zapewnienia warunków do pracy zespołowej i dostępu do najnowszych norm oraz wdrożenia wszystkich działań określonych w wyniku oceny ryzyka. Tylko osoby posiadające odpowiednie kwalifikacje i wiedzę techniczną w zakresie ocenianego wyrobu są w stanie rzetelnie i obiektywnie stwierdzić, czy konstrukcja wyrobu, zastosowane środki ochronne oraz informacje przekazywane użytkownikom zapewniają zgodność z wymaganiami przepisów technicznych (dyrektyw) oraz gwarantują przekazanie użytkownikowi wyrobu, którego stosowanie nie wiąże się z ryzykiem na

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

nieakceptowanym poziomie. Dodatkową korzyścią z oceny ryzyka jest doskonalenie konstrukcji maszyny. Eliminując ryzyko związane z określonym zagrożeniem za pomocą układu sterowania należy uwzględnić wymagania niezawodnościowe, postępując zgodnie z zasadami zawartymi w normach PN-EN 13849-1:2008 [13], PN-EN 13849-2:2008 [15] lub PN-EN 62061:2008 [14], PN-EN 50495:2010 [11]. Wymóg ten do tej pory nie jest w pełni realizowany z powodu m.in. braku przetłumaczonej na język polski normy PN-EN 13849-1:2008 [13], czy brak certyfikowanych elementów logicznych budowy przeciwwybuchowej grupy I, przeznaczonych do realizacji funkcji bezpieczeństwa.

Uwzględniając powyższe przesłanki, korzystanie z oferty ITG KOMAG w zakresie badań, certyfikacji, analiz bezpieczeństwa funkcjonalnego, oceny ryzyka, wspiera producentów w dokumentowaniu zgodności ich wyrobów z mającymi zastosowanie wymaganiami technicznymi.

Literatura

1. Figiel A., Tytko A.: Ocena zgodności maszyn i urządzeń górniczych. Monografia, ISBN 83-920972-1-1, Gliwice 2004 r.
2. Figiel A.: Zapewnienie wymaganego poziomu bezpieczeństwa maszyn przeznaczonych do stosowania w strefach zagrożonych wybuchem. Materiały na konferencję: KOMTECH 2007 "Innowacyjne i bezpieczne maszyny i urządzenia dla górnictwa węgla kamiennego", Szczyrk, 13-15 listopada 2007 s. 139 145,
3. Figiel A., Krzystolik M.: Systemy sterowania maszyn górniczych realizujące funkcje bezpieczeństwa. Bezp. Pr. Ochr. Śr. Gór. 2010 nr 8 s. 8-14.
4. PN-EN ISO 12100:2012 Bezpieczeństwo maszyn. Ogólne zasady projektowania. Ocena ryzyka i zmniejszanie ryzyka.
5. Dyrektywa nr 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE (MD).
6. Dyrektywa nr 94/9/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 23 marca 1994 w sprawie ujednolicenia przepisów prawnych państw członkowskich dotyczących urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem (ATEX).
7. PN-EN 1710+A1:2010 Urządzenia i podzespoły przeznaczone do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych.
8. PN-EN 60079-0:2013-03 Atmosfery wybuchowe. Część 0: Urządzenia. Podstawowe wymagania.
9. PN-EN 13463-1:2010 Urządzenia nieelektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Część 1: Podstawowe założenia i wymagania.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

10. PN-EN 1127-2:2014-08 Atmosfery wybuchowe. Zapobieganie wybuchowi i ochrona przed wybuchem. Część 2: Pojęcia podstawowe i metodologia dla górnictwa.
11. PN-EN 50495:2010 Urządzenia zabezpieczające niezbędne do bezpiecznego działania urządzeń ze względu na zagrożenia wybuchem.
12. PN-EN 60204-1:2010 Bezpieczeństwo maszyn. Wyposażenie elektryczne maszyn. Część 1: Wymagania ogólne.
13. PN-EN 13849-1:2008 Bezpieczeństwo maszyn. Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem. Część 1: Ogólne zasady projektowania.
14. PN-EN 62061:2008 Bezpieczeństwo maszyn – Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem.
15. PN-EN ISO 13849-2:2008 Bezpieczeństwo maszyn. Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem. Część 2: Walidacja.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Prowokowanie wstrząsów górotworu techniką strzelniczą

Zdzisław Kłeczek – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

W polskich kopalniach węgla kamiennego oraz w kopalniach rud miedzi wstrząsy górotworu i wywołane nimi tąpania należą wciąż do największych i najbardziej niebezpiecznych zagrożeń litosferycznych. Statystycznie rzecz ujmując, na podstawie danych z ostatnich 33 lat (1980 – 2013) można stwierdzić, że 1 milionowi Mg wydobytego węgla z pokładów zagrożonych tąpaniami towarzyszyło 27 wstrząsów górotworu, każdy o średniej energii sejsmicznej $2{,}0 \cdot 10^6$ J. W kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. na 1 milion Mg wydobytej rudy przypadało 18 wstrząsów, każdy o średniej energii sejsmicznej $6{,}3 \cdot 10^6$J.

W kopalniach węgla kamiennego co 132 wstrząs wysokoenergetyczny ($\geq 10^5$ J) był przyczyną tąpnięcia, zaś w kopalniach rud miedzi tąpnięcia występowały z częstotliwością co 136 wysokoenergetyczny wstrząs górotworu.

Biorąc pod uwagę:

- wzrost głębokości eksploatacji,
- skrępowanie warunków prowadzenia robót górniczych (rozległe zroby i obszary resztkowe),
- liczne zaburzenia tektoniczne,
- występowania w stropie zasadniczym pokładów węgla kamiennego i złoża rud miedzi sztywnych i bardzo wytrzymałych warstw wstrząsogennych, **należy się spodziewać wzrostu zagrożenia wstrząsami górotworu.**

W tym przypadku rodzi się pytanie, czy istnieją możliwości ograniczenia tego zagrożenia? Pytanie to jest aktualne również z powodu coraz większego wzrostu zagrożenia wstrząsami górotworu na powierzchni terenu (bezpieczeństwo powszechne). W ostatnim czasie wzrost tego zagrożenia pojawia się w nowych rejonach, w granicach obszarów górniczych kopalń m.in. „Piast", „Ziemowit", „Wujek" (Ruch Śląsk).

2. Profilaktyka tąpaniowa

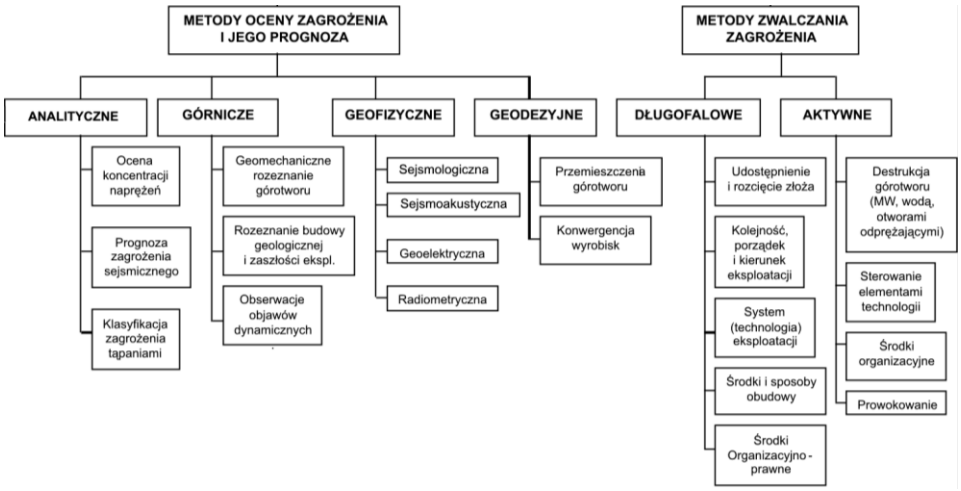
U podstaw działań profilaktycznych przy zwalczaniu wszelkich zagrożeń leży predykcja:

- miejsca wystąpienia zagrożenia,
- wielkości zagrożenia,
- czasu wystąpienia zagrożenia.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W odniesienia do zagrożenia wstrząsami górotworu, na podstawie rozeznania naukowego tego zjawiska i doświadczeń praktycznych górnictwa podziemnego można stwierdzić, że o ile z większym lub mniejszym prawdopodobieństwem można przewidzieć miejsce wystąpienia wstrząsu i jego wielkość (energię), o tyle prognoza czasu wystąpienia wstrząsu jest obecnie mało prawdopodobna [5]. Wprawdzie od czasu do czasu pojawiają się poglądy na temat skuteczności takich, czy innych metod prognostycznych [1], jednak w konfrontacji z praktyką okazuje się, że metody te co najwyżej sprowadzają się do rejestracji zjawisk, jakie już wystąpiły.

W świetle tego stwierdzenia pytamy, czy w prognozowaniu czasu wystąpienia wstrząsu górotworu i wywołanego nim tąpnięcia w wyrobisku podziemnym oraz skutkach na powierzchni jesteśmy całkowicie bezradni ?



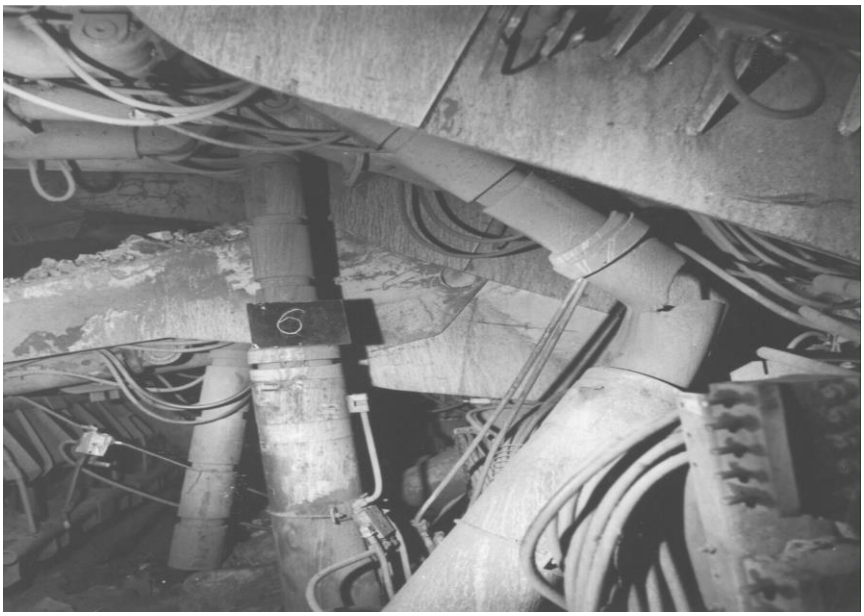
Rys.1. Ogół metod profilaktycznych przy predykcji i zwalczaniu zagrożenia wstrząsami górotworu

Z 33 letnich (1980-2013) dokładnych pomiarów aktywności sejsmicznej w kopalniach rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A. (gdzie 100% wydobycia uzyskuje się z rejonów zaliczonych do zagrożonych tąpaniami) wynika, że aż 39% zaistniałych wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu ($\geq 10^5$ J) i ponad 45% wyemitowanej energii sejsmicznej miało miejsce po tzw. grupowym strzelaniu przodków. Wstrząsy te zaliczono do wstrząsów sprowokowanych robotami strzałowymi [6], gdzie reakcja sejsmiczna górotworu wyniosła 236 J/kg MW. Stwierdzając, że grupowe strzelanie przodków może być elementem sterowania wstrząsami górotworu, uznano, że wstrząs sprowokowany (w czasie wyczekiwania po strzelaniu), jest wstrząsem oczekiwanym, czyli prognozowanym. Zwiększając zatem skuteczność prowokowania wstrząsów, pośrednio uzyskuje się **prognozę czasu wystąpienia wstrząsu.** Prognoza taka może być istotnym elementem skutecznych metod poprawy bezpieczeństwa pracy w podziemnych wyrobiskach górniczych oraz poprawy bezpieczeństwa powszechnego na powierzchni.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Skutki wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu

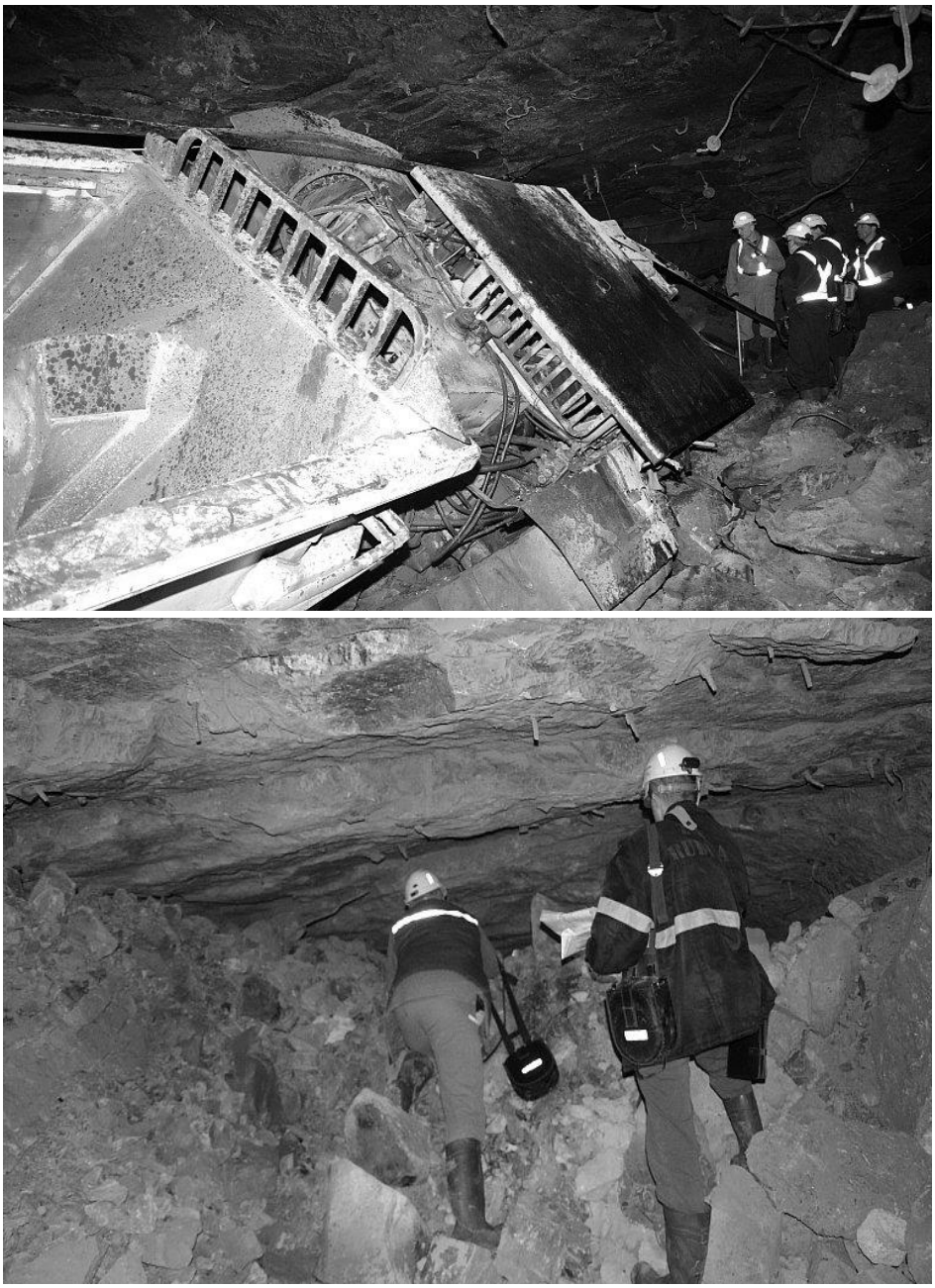
O potrzebie doskonalenia metod zwalczania zagrożenia wstrząsami górotworu niech świadczą zarejestrowane skutki tych wstrząsów.



Rys.2. Skutki wstrząsu górotworu o energii $9{,}4 \cdot 10^7$ w dniu 19.12.2006 r. w kopalni Rydułtowy Anna (śc.VI-E1 w pokładzie 703/1)

Rys.3. Skutki wstrząsu górotworu w dniu 4.08.2003 r. w polu XII/1 oddziału G-8 O/ZG „Lubin" KGHM Polska Miedź S.A.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.4. Skutki wstrząsu górotworu o energii $1 \cdot 10^{9}$ J w dniu 19.03.2013 r. o godz. 22.09 w polu G-3/4 poz. 950 m O/ZG „Rudna" KGHM Polska Miedź S.A.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys.5. Skutki podziemnego wstrząsu górotworu w zabudowaniach powierzchniowych

4. Prowokowanie wstrząsów górotworu

Na tle stwierdzeń dotyczących braku aktualnie skutecznych metod prognozowania czasu wystąpienia wstrząsów, w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. od kilkunastu już lat wdraża się do praktyki górniczej metody sterowania wysokoenergetycznymi wstrząsami górniczymi przez prowokowanie górotworu robotami strzałowymi. Prowokowanie to odbywa się na drodze grupowego strzelania przodków eksploatacyjnych. Efektem takich strzelań grupowych jest świadomie wywołany impuls energetyczny, który prowokująco działając na górotwór może spowodować jego wstrząs i niejednokrotnie wywołane tym wstrząsem tąpnięcie. Zatem grupowe, prowokujące strzelanie przodków stanowi pośrednią metodę predykcji wstrząsów i ograniczenia ich skutków dla przebywającej poza rejonem strzelania załogi oraz wycofanych z rejonu maszyn i urządzeń górniczych.

W analizowanym okresie ostatnich 12 lat (2002 – 2013) średnio ponad 39% wstrząsów górotworu o energii $E \geq 10^5$ J miało miejsce w okresie wyczekiwania po strzelaniu przodków eksploatacyjnych. Przy udziale tego zabiegu technologicznego wyzwolona została energia o wartości 14,31 GJ, co stanowi ok. 40% łącznego wydatku energetycznego wszystkich wstrząsów. Wprawdzie w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. strzelanie przodków jest

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

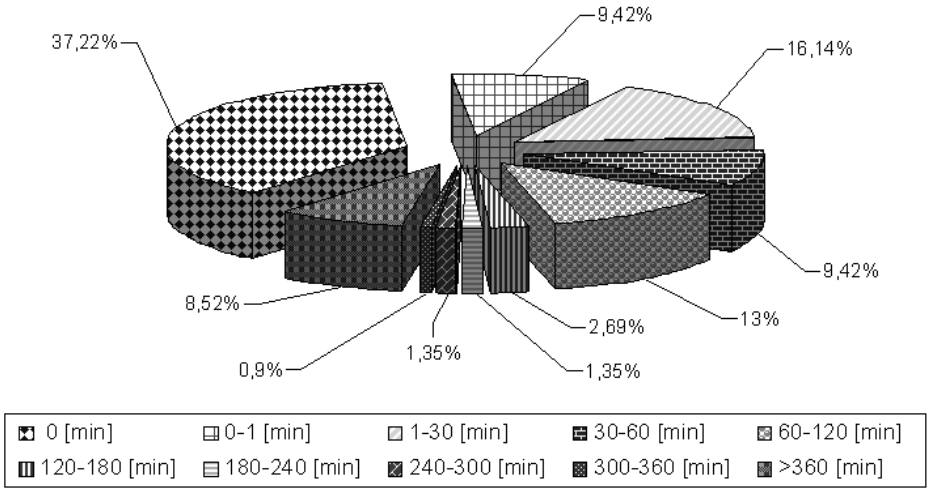
aktualnie podstawowym elementem stosowanego systemu eksploatacji złoża, to jednak w oparciu o analizę bilansu przemian energetycznych nie sposób pominąć wpływu odstrzelenia rocznie ponad 9,5 miliona kg materiału wybuchowego na wielkość emisji dodatkowej energii, wynikającej przede wszystkim z koncentracji naprężeń w sąsiedztwie wyrobisk górniczych [8].

Fakt ten potwierdza tezę odnośnie możliwości sterowania wstrząsami górotworu za pomocą odpowiednio realizowanych robót strzałowych. Umiejętne zaś sterowanie wstrząsami, przy odpowiednio wyznaczonym czasie wyczekiwania po robotach strzałowych, zmierza bez wątpienia do poprawy skuteczności czynnej profilaktyki tąpaniowej. Skuteczność ta bowiem wynika z faktu, że wstrząsy zaistniałe w okresie wyczekiwania po strzelaniu przodków są wstrząsami oczekiwanymi. Tym sposobem można na obecnym etapie sprostać oczekiwanej predykcji czasowej wystąpienia wstrząsu czyli potencjalnego zagrożenia tąpnięciem [4].

Na tle tego optymistycznego jakościowo wniosku, interesujące wydają się być ilościowe dane dotyczące skuteczności prowokowania górotworu robotami strzałowymi. O skuteczności tej może świadczyć wartość wskaźnika wielkości energii sprowokowanej odstrzeleniem 1 kg MW, który dla omawianego horyzontu czasowego (2002 – 2013) waha się w granicach od 159,8 do 354,7 J/kg MW. Oznacza to, że odstrzelenie 1 kg materiału wybuchowego wywołuje reakcję górotworu w postaci pomierzonej energii sejsmicznej równej średnio 227 J. W tym miejscu należy zaznaczyć, że powyższy wniosek stanowi statystyczne uogólnienie dotyczące ilości wstrząsów górotworu w kopalniach LGOM w analizowanym okresie, w odniesieniu do występujących warunków geologiczno–górniczych, stosowanych systemów eksploatacji złoża i rodzaju materiałów wybuchowych.

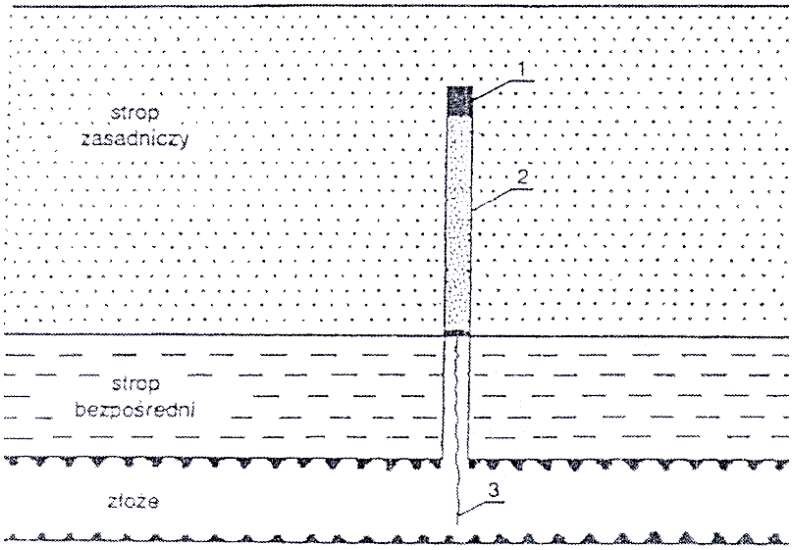
Interesującym wydają się być również dane przedstawione na rysunku 6 świadczące o czasie reakcji sejsmicznej górotworu na wykonywane roboty strzałowe. Czas wystąpienia wstrząsu górotworu po grupowym strzelaniu przodków, wbrew dotychczas panującym poglądom, nie jest bardzo zróżnicowany. Prawie połowa (45,74%) ilości wstrząsów (o energii $E \geq 10^5$ J) sprowokowanych robotami strzałowymi pojawia się niemal natychmiast (do 1 minuty) po zakończeniu strzelania. Jest to bardzo istotny wniosek przy wyznaczaniu obowiązkowego czasu wyczekiwania po robotach strzałowych, zwłaszcza po wprowadzeniu we wszystkich kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. wielozmianowego systemu organizacji pracy (WSP).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.6. Rozkład ilości sprowokowanych wstrząsów górotworu w czasie po grupowym strzelaniu przodków w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. w latach 2002 - 2013

W oparciu o przedstawione powyżej przesłanki dotyczące prowokowania wstrząsów górotworu oraz opatentowane rozwiązanie sposobu aktywnej prowokacji warstw wstrząsogennych (3) (sztywnych i wytrzymałych warstw stropu zasadniczego oraz stref zaburzonych uskokami o niezrelaksowanych naprężeniach geotektonicznych) sugeruje się zwiększenie intensywności prac badawczych i eksperymentów dołowych nad doskonaleniem sposobów aktywnej profilaktyki tąpaniowej za pomocą technik strzelniczych.



Rys.7. Sposób prowokowania wstrząsów górotworu techniką strzelniczą [3]: *1 – czujnik predykcji wstrząsów górotworu (np. akcelerometr), 2 – emulsyjny materiał wybuchowy (np. Emulite 100), 3 – zapalnik nieelektryczny (np. Nonel LP)*

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Wnioski

Przedstawione dane dotyczące aktywności sejsmicznej górotworu przy prowadzeniu podziemnej eksploatacji węgla kamiennego i rud miedzi w Polsce dowodzą, że aktywność ta jest przyczyną wysokiego zagrożenia tąpaniami i odprężeniami górotworu.

Z uwagi na:

- wzrost głębokości eksploatacji,
- skrępowanie warunków prowadzenia robót górniczych (rozległe zroby, obszary resztkowe),
- liczne zaburzenia tektoniczne, głównie uskoki, w sąsiedztwie których prowadzi się aktualnie roboty górnicze,
- występowania w stropie zasadniczym pokładów węgla kamiennego i złoża rud miedzi sztywnych i bardzo wytrzymałych warstw nadkładowych,

należy się spodziewać, że w najbliższej przyszłości będzie obserwowany wzrost tego zagrożenia. W tym stanie rzeczy szczególnego znaczenia nabierają wszelkie działania profilaktyczne, a szczególnie zaś takie działania, które prowadzą do predykcji wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu stanowiących potencjalne zagrożenie tąpaniami. Analiza istniejących metod predykcji czasowej wstrząsów górniczych wykazuje, że nie ma aktualnie skutecznych metod prognozowania czasu wystąpienia wstrząsu, podobnie jak niemożliwym jest dzisiaj określenie czasu wystąpienia trzęsienia Ziemi w obszarach sejsmicznie aktywnych. Na podstawie dotychczasowych doświadczeń uzyskanych w kopalniach rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A. można stwierdzić, że grupowe strzelanie przodków eksploatacyjnych skutecznie prowokuje znaczną ilość wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu. Wychodząc z założenia, że wstrząs sprowokowany jest w czasie wyczekiwania po robotach strzałowych wstrząsem oczekiwanym, czyli prognozowanym, prowadząc działalność zmierzającą do zwiększenia skuteczności prowokowania wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu, pośrednio uzyskuje się prognozę czasu wystąpienia wstrząsu i potencjalnego zagrożenia tąpnięciem. To zaś pozwala prowadzić bardziej bezpieczną eksploatację złoża na drodze aktywnego zwalczania tąpań i odprężeń, włącznie z wycofaniem załogi i (w warunkach kopalń rud miedzi) przemieszczeniem maszyn i urządzeń z zagrożonego rejonu.

Literatura

1. Adamczewski Z., Larsen L.: Technologia określania dni sejsmicznych. Przegląd Geodezyjny, nr 9, 2002.
2. Kłeczek Z.: Geomechanika Górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice, 1994.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Kłeczek Z., Mironowicz W., Zorychta A.: Sposób prognozowania wstrząsów górotworu i prowokowania tąpań. Patent RP nr 178986 z dnia 8.03.1996.
4. Kłeczek Z.: Skuteczność metod czynnej profilaktyki tąpaniowej w warunkach kopalń LGOM. IV Międzynarodowa Konferencja „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych - Głębokie złoże 2002". Duszniki Zdrój, 25 –28.06.2002.
5. Kłeczek Z.: Prognozowanie wstrząsów górotworu w kopalniach rud miedzi LGOM. Międzynarodowe Sympozjum Naukowo – Techniczne „Tąpania 2002 – Stan badań i profilaktyki". Ustroń, 12 – 15.11.2002.
6. Kłeczek Z.: Prowokowanie wstrząsów górotworu jako metoda profilaktyki tąpaniowej w kopalniach LGOM. Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud CUPRUM, nr 1 (26), 2003.
7. Kłeczek Z.: Effect of underground working stability loss on mining machines and equipment. 4-th International Scientific and Technical Conference KOMTECH2003.Szczyrk, 17-19.11 2003.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Określenie wymaganych poziomów odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa realizowanych w maszynach górniczych

Marek Dźwiarek, Tomasz Strawiński – Centralny Instytut Ochrony Pracy – Państwowy Instytut Badawczy

1. Wprowadzenie

Nowoczesne technologie umożliwiają budowanie coraz bardziej wydajnych i uniwersalnych maszyn, także wykorzystywanych w górnictwie. Zwłaszcza zastosowanie komputerów i złożonych układów elektronicznych pozwoliło na znaczne zwiększenie skuteczności przy jednoczesnym zmniejszeniu ceny systemów sterowania maszynami. Przy stosowaniu systemów programowalnych należy uwzględnić także możliwość ich nieprawidłowego zadziałania. Defekt sterownika kontrolującego pracę urządzenia ochronnego stosowanego do maszyn szczególnie niebezpiecznych prawie zawsze kończy się ciężkim wypadkiem. W większości typowych sytuacji błędy projektanta, których skutkiem jest niewłaściwe realizowanie założonych funkcji, ujawniają się dopiero w sytuacjach szczególnych, odbiegających od zwykłych warunków pracy urządzenia. Sytuacji takich nie można uniknąć poprzez działania zapobiegawcze na stanowisku pracy. Jedyną metodą jest zapewnienie, żeby podczas projektowania urządzenia uniknięto błędów i zastosowano właściwe rozwiązania konstrukcyjne [3]. Proces projektowania systemów bezpieczeństwa powinien więc uwzględniać zjawiska występujące w warunkach defektu systemu, a projektant powinien stosować odpowiednio skuteczne środki zapobiegające związanym z tymi defektami sytuacjom niebezpiecznym. Tak więc projektant systemu bezpieczeństwa musi zagwarantować spełnienie dwu celów:

- wytworzenie systemu umożliwiającego maszynie realizację założonych funkcji, z uwzględnieniem wymagań bezpieczeństwa,
- zbudowanie systemu, który funkcjonuje w warunkach defektu w przewidywalny sposób i z określoną niezawodnością przez cały cykl życia maszyny.

Nasze doświadczenie praktyczne pokazuje, że projektanci systemów bezpieczeństwa nie mają problemów ze spełnieniem celu pierwszego. Natomiast cel drugi często stanowi istotny problem. Celem prac, których efekty przedstawiono poniżej, było wsparcie dla projektantów funkcji bezpieczeństwa w maszynach górniczych w określeniu wymagań dotyczących odporności tych funkcji na defekty, a także zademonstrowanie sposobu postępowania w takich przypadkach.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Funkcje bezpieczeństwa

Środki bezpieczeństwa związane ze sterowaniem, w znacznej części opierają się na wykorzystaniu czujników pomiarowych parametrów czynników fizycznych oraz urządzeń ochronnych przeznaczonych do wykrywania człowieka lub części jego ciała w określonych strefach wykrywania. Istotne jest, aby w warunkach środowiskowych towarzyszących użytkowaniu maszyny czujniki pomiarowe i urządzenia ochronne mogły poprawnie funkcjonować i nie ulegały defektom. W tych zastosowaniach ważne jest również, aby istniała możliwość doprowadzenia maszyny do stanu bezpieczeństwa (zatrzymania jej, zmniejszenia wartości parametru czynnika fizycznego) w czasie krótszym niż możliwość powstania szkody. Oba te aspekty mają decydujący wpływ na możliwość realizacji funkcji bezpieczeństwa, dlatego decyzja o wyborze środka bezpieczeństwa związanego z metodami sterowania powinna być uzupełniona odpowiednimi analizami projektowymi.

Ponieważ podstawowym celem funkcji bezpieczeństwa jest redukcja ryzyka, więc jej uszkodzenie oznaczać będzie, że ryzyko przestaje być redukowane. Dlatego też w normach [6, 7, 8] funkcje bezpieczeństwa definiuje się jako te funkcje maszyny, których wadliwa realizacja może bezpośrednio spowodować wzrost ryzyka.

Przykładami funkcji bezpieczeństwa, wymienionymi w [8] są więc:

- związana z bezpieczeństwem funkcja zatrzymania inicjowana przez techniczne środki ochrony,
- ręczne przywracanie funkcji - ręczne resetowanie,
- start i start ponowny - start i restart,
- funkcja lokalnego sterowania,
- funkcja automatycznego zawieszenia – muting,
- sterowanie podtrzymywaniem ruchu,
- sterowanie zezwalające,
- zapobieganie nieoczekiwanemu uruchomieniu,
- funkcja izolowania i rozpraszania energii,
- wybór trybu sterowania,
- monitorowanie parametrów związanych z bezpieczeństwem,
- funkcja awaryjnego zatrzymania,
- wskazywanie i ostrzeganie.

Odporność urządzeń realizujących te funkcje bezpieczeństwa na defekty przedstawiona jest w normach [7 i 8]. W normach tych stosowana jest klasyfikacja tej odporności na poziomy zależne od poziomu redukowanego ryzyka. Klasyfikacja ta przedstawiona jest w tabeli 1.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Klasyfikacja odporności systemów sterowania na defekty według [7 i 8] (źródło: opracowanie własne na podstawie [5])

Tabela 1

Prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę	PL	SIL
$10^{-5} \leq p < 10^{-4}$	**a**	-
$3 \times 10^{-6} \leq p < 10^{-5}$	**b**	**SIL 1**
$10^{-6} \leq p < 3 \times 10^{-6}$	**c**	**SIL 2**
$10^{-7} \leq p < 10^{-6}$	**d**	
$10^{-8} \leq p < 10^{-7}$	**e**	**SIL 3**

Przypisanie wymaganego SIL lub PL wykonuje się na podstawie oceny ryzyka. Sposób postępowania przy ocenie ryzyka przedstawiony jest w wielu opracowaniach (np. [3 i 4]). Zasadą podstawową jest: im wyższy poziom redukowanego przez funkcję bezpieczeństwa ryzyka, tym mniejsze powinno być prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego tej funkcji.

3. Sposób postępowania przy określaniu wymaganych poziomów odporności na defekty

Określenie wymaganej odporności funkcji bezpieczeństwa na defekty w przypadku każdej rozważanej funkcji wymagało:

- identyfikacji zagrożeń i sytuacji zagrożenia,
- przedstawienia sposobu w jaki funkcja bezpieczeństwa zapewni redukcję ryzyka (opis funkcji bezpieczeństwa),
- wyznaczenia wartości elementów ryzyka,
- oszacowania ryzyka i określenia wymagań bezpieczeństwa funkcjonalnego zgodnie z metodyką normy PN-EN ISO 13849-1:2008E,
- oszacowania ryzyka i określenia wymagań bezpieczeństwa funkcjonalnego zgodnie z metodyką normy PN-EN 62061:2008E.

Dane niezbędne do przeprowadzenia oceny ryzyka zebrano na podstawie dostępnej dokumentacji poszczególnych maszyn, oraz w ramach wizyty studyjnej. Wizyta miała miejsce w Kopalni Węgla Kamiennego KWK "Krupiński", 43 - 267 Suszec, ul. Piaskowa 35, należącej do Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. W trakcie tej wizyty zidentyfikowano następujące, najczęściej występujące maszyny górnicze, dla których przeprowadzono szczegółowe analizy:

- przenośniki taśmowe,
- przenośniki zgrzebłowe,
- kompleks wydobywczy ścianowy,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- kombajn chodnikowy,
- kruszarka dynamiczna,
- zespół urządzeń podszybia,
- zespół urządzeń załadunku skipu,
- kołowroty elektryczne i hydrauliczne,
- agregat hydrauliczny,
- tamy i śluzy.

Podczas wizyty zebrano informacje o funkcjonowaniu ocenianych maszyn. Dane dotyczyły:

- trybów pracy maszyny,
- identyfikacji zagrożeń,
- określenia funkcji bezpieczeństwa przewidzianych do ograniczania ryzyka związanego z tymi zagrożeniami,
- określenia częstości zdarzeń mogących skutkować wypadkiem,
- określenia potencjalnych skutków zdarzeń wypadkowych,
- określenie możliwości uniknięcia tych skutków.

Przy zbieraniu danych skupiono się na informacjach dotyczących funkcji bezpieczeństwa występujących w tych maszynach.

Przy określaniu potencjalnej ciężkości szkody uwzględniono opisy wypadków publikowane przez WUG, które miały miejsce w ciągu ostatnich 5 lat w górnictwie (http://www.wug.gov.pl/index.php?statystyki/opisy_wypadkow). Częstość przywołań funkcji bezpieczeństwa konsultowana była z zespołem emerytowanych pracowników górnictwa. Uwzględniono także wyniki analiz zawarte w opracowaniu Głównego Instytutu Górnictwa [9].

Zgodnie z tym opracowaniem, w przypadku wystąpienia zagrożenia metanowego lub wybuchem pyłu węglowego przewiduje się systemy automatycznego wyłączania zasilania elektrycznego urządzeń w zagrożonym rejonie. Z tego względu nie analizowano rozwiązań funkcjonalnych zmniejszających ryzyko związane z zagrożeniami.

4. Przykład prowadzenia oceny w przypadku funkcji zatrzymywania awaryjnego przenośników taśmowych

Kopalniany przenośnik taśmowy jest zwykle jednym z elementów ciągu transportowego urobku kopalni składającego się z wielu różnych urządzeń. Właściwy (przy możliwie najmniejszym ryzyku) transport urobku na taśmie przenośnika wymaga określonego współdziałania urządzeń poprzedzających i następujących ciągu transportowego (w sensie kolejności przebywania urobku na urządzeniu). Przenośnik taśmowy wyposażony jest w napęd (napędy) taśmy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

transportowej oraz sterowany niezależnie napęd urządzenia napinającego taśmę. Ruch taśmy przenośnika jest źródłem szeregu zagrożeń wynikających z masy urządzenia i trudnych warunków środowiskowych. Ruch urządzenia napinającego taśmę jest źródłem zagrożeń wynikających z ograniczeń konstrukcyjnych maszyny. Przy spełnieniu dodatkowych warunków przenośnik może być również wykorzystywany do transportu osób. Wykonywanie czynności serwisowych związanych z eksploatacją przenośnika może wymagać uruchomienia taśmy przenośnika w ruchu wstecznym. Praca przenośnika możliwa jest wyłącznie w warunkach środowiskowych odpowiadających wymaganiom bezpieczeństwa w kopalniach (brak zagrożenia metanowego i wybuchem pyłu węglowego).

W przypadku takich przenośników należy przewidzieć następujące rodzaje pracy i odpowiednie dla nich funkcje bezpieczeństwa:

- uruchamianie i zatrzymywanie normalne taśmy przenośnika,
- zatrzymywanie awaryjne taśmy przenośnika,
- transport urobku lub materiałów na taśmie przenośnika,
- praca stacji napinającej taśmę przenośnika,
- transport pracowników na taśmie przenośnika,
- praca rewizyjna.

Rozważmy np. funkcję zatrzymywania awaryjnego taśmy przenośnika. Pierwszym krokiem jest identyfikacja zagrożeń i sytuacji zagrożenia. Należy stwierdzić, że podczas pracy przenośnika możliwe jest wystąpienie sytuacji nieprzewidzianej, odbiegającej od założeń eksploatacyjnych przenośnika lub zaistnienia wypadku na skutek nie przestrzegania zasad bezpieczeństwa lub niekorzystnego, przypadkowego zbiegu okoliczności. Z tymi sytuacjami związane jest występowanie zagrożenia:

- uderzeniem,
- zgnieceniem,
- zranieniem.

W celu redukcji ryzyka związanego z tymi zagrożeniami zastosowana zostanie funkcja zatrzymywania awaryjnego, do której należy określić wymagania funkcjonalne:

- Funkcja bezpieczeństwa zatrzymywania awaryjnego realizowana będzie po ręcznym zadziałaniu na każde urządzenie zatrzymania awaryjnego zainstalowane na lub w pobliżu przenośnika taśmowego. Urządzeniem zatrzymania awaryjnego może być wyłącznik awaryjny samodzielny z linką bezpieczeństwa lub bez niej. W zależności od długości przenośnika i jego konfiguracji w chodniku instaluje się odpowiednią liczbę urządzeń zatrzymania awaryjnego. Zadziałanie następuje bezpośrednio na element

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

napędowy wyłącznika lub poprzez pociągnięcie za linkę. Po zadziałaniu na element napędowy wyłącznika następuje jego blokada w położeniu wyłączenia. Odblokowanie elementu napędowego urządzenia zatrzymania awaryjnego nie powoduje uruchomienia ruchu taśmy przenośnika (wymagane jest wykonanie procedury uruchomienia normalnego).

Następnie wyznaczamy wartości elementów ryzyka:

1. Ciężkość potencjalnej szkody:
   - według normy PN-EN ISO 13849-1:2008E [8]: *S*2 (znaczna, zwykle nieodwracalna),
   - według normy PN-EN 62061:2008E [7]: *Se* = 3 (nieodwracalna, złamanie kończyny, utrata palca).
2. Prawdopodobieństwo wystąpienia zdarzenia niebezpiecznego:
   - według normy PN-EN 62061:2008E [7]: *Pr* = 3 (średnie, wystąpienie zdarzenia niebezpiecznego jest możliwe).
3. Ekspozycja na zagrożenie (częstość/czas narażenia):
   - według normy PN-EN ISO 13849-1:2008E [8]: *F*1 (rzadko, mała częstość lub krótki czas narażenia),
   - według normy PN-EN 62061:2008E [7]: *Fr* = 4 (1h < $t \leq$ 1 dzień).
4. Możliwość uniknięcia szkody:
   - według normy PN-EN ISO 13849-1:2008E [8]: *P*1 (możliwe uniknięcie szkody),
   - według normy PN-EN 62061:2008E [7]: *Av* = 1 (możliwe uniknięcie lub ograniczenie szkody).
5. Oszacowanie ryzyka i określenia wymagań bezpieczeństwa funkcjonalnego:
   - zgodnie z metodyką normy PN-EN ISO 13849-1:2008E [8].

   Ryzyko na poziomie średnim. Wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa *PL* = *c*.
   - zgodnie z metodyką normy PN-EN 62061:2008E [7].

$$Se = 3,\ CI = Pr + Fr + Av = 3 + 4 + 1 = 8$$

Wymagany poziom nienaruszalności bezpieczeństwa SIL = 1.

5. Zestawienie typowych funkcji bezpieczeństwa występujących w maszynach górniczych

Analogiczny sposób postępowania zastosowano w przypadku innych funkcji bezpieczeństwa i innych maszyn. Zestawienie wymaganych poziomów odporności na defekty w przypadku pozostałych funkcji bezpieczeństwa.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie zidentyfikowanych funkcji bezpieczeństwa oraz wymaganych poziomów odporności na defekty przedstawiono w tabelach 2 - 11.

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w przenośnikach taśmowych (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 2

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Uruchamianie i zatrzymywanie taśmy przenośnika.	**c**	**SIL 1**
2. Zatrzymywanie awaryjne taśmy przenośnika.	**c**	**SIL 1**
3. Monitorowanie parametrów taśmy przenośnika (czujniki prędkości, spiętrzenia urobku, temperatury taśmy, przepływu cieczy chłodzącej, ciśnienia cieczy w instalacji samoczynnego gaszenia pożaru).	**c**	**SIL 1**
4. Ręczne podtrzymanie ruchu napędów stacji napinającej.	**c**	**SIL 1**
5. Bezpieczeństwo: samoczynne zatrzymywanie ruchu taśmy przenośnika na skutek zadziałania czujników bramkowych i czujnika siatkowego podczas transportu osób.	**d**	**2**
6. Sygnalizacja świetlna początku jazdy, końca jazdy, zezwolenia wejścia na taśmę oraz monitorowania sygnału z górniczego nadajnika lokalizacyjnego GLON.	**c**	**SIL 1**
7. Samoczynne zatrzymanie ruchu taśmy przenośnika na skutek wykrycia urobku o dużych gabarytach i przekroczenia dopuszczalnej prędkości taśmy.	**c**	**SIL 1**
8. Sygnał ostrzegawczy akustyczno-optyczny podczas pracy rewizyjnej.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w przenośnikach zgrzebłowych (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 3

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Uruchamianie i zatrzymywanie łańcucha przenośnika, blokada uruchomienia startu przy braku urobku oraz sygnalizacja startu.	**c**	**SIL 1**
2. Zatrzymywanie awaryjne łańcucha zgrzebłowego przenośnika.	**c**	**SIL 1**
3. Monitorowanie parametrów taśmy przenośnika (czujniki spiętrzenia urobku, przepływu cieczy chłodzącej, ciśnienia cieczy w instalacji samoczynnego gaszenia pożaru).	**c**	**SIL 1**

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w kompleksie wydobywczym ścianowym (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 4

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Blokada uruchomienia przenośników.	**c**	**SIL 1**
2. Blokada uruchomienia kombajnu ścianowego.	**e**	**SIL 3**
3. Zatrzymanie ręczne i samoczynne urządzeń kompleksu wydobywczego ścianowego.	**c**	**SIL 1**
4. Zatrzymanie zespołu pompowego i monitorowanie łączności z przenośnym pulpitem uruchomienia kombajnu ścianowego.	**e**	**SIL 3**
5. Zatrzymywanie awaryjne kompleksu wydobywczego ścianowego.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w kombajnie chodnikowym (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 5

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Blokada uruchomienia kombajnu przed uruchomieniem instalacji odpylającej oraz sygnał ostrzegający przed uruchomieniem.	**c**	**SIL 1**
2. Zatrzymywanie awaryjne kombajnu chodnikowego.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w kruszarce dynamicznej (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 6

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
3. Sygnał ostrzegający przed uruchomieniem.	**c**	**SIL 1**
4. Zatrzymywanie awaryjne kruszarki dynamicznej.	**c**	**SIL 1**
5. Monitorowanie parametrów pracy kruszarki (czujnik prędkości obrotowej napędu w standardzie NOMUR, czujniki przepływu cieczy w układzie zraszania, wyłącznik bramkowy, czujnik klapy rewizyjnej).	**d**	**SIL 2**

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w zespole urządzeń podszybia (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 7

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Ryglowanie i odryglowanie samoczynne wrób szybowych.	**d**	**SIL 2**
2. Blokada uruchomienia napędu wrót szybowych.	**c**	**SIL 1**
3. Blokada uruchomienia zapychania wozów.	**c**	**SIL 1**
4. Blokada opuszczania i podnoszenia zapór uniemożliwiających przemieszczanie się większej liczby wozów niż dopuszczalna.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w zespole urządzeń załadunku skipu (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 8

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Monitorowanie parametrów pracy urządzeń załadunku skipu.	**c**	**SIL 1**
2. Zatrzymywanie awaryjne załadunku skipu.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w kołowrotach elektrycznych i hydraulicznych (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 9

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Sygnalizacja zezwolenia i zakazu przebywania w obszarze pracy kołowrotów.	**c**	**SIL 1**
2. Koordynacja współpracy dwu kołowrotów i układaka.	**c**	**SIL 1**
3. Blokada ruchu bębna i kontrola jego prędkości.	**c**	**SIL 1**
4. Zatrzymywanie awaryjne kołowrotu.	**c**	**SIL 1**

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w agregatach hydraulicznych (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 10

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Blokada startu przy zamkniętym układzie hamowania.	**c**	**SIL 1**
2. Monitorowanie parametrów pracy agregatu (poziomu i temperatury cieczy hydraulicznej, ciśnienia cieczy hydraulicznej za zaworami odcinającymi).	**c**	**SIL 1**
3. Zatrzymywanie awaryjne agregatu.	**c**	**SIL 1**

Zestawienie wymaganych odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa w tamach i śluzach (źródło: opracowanie własne podstawie [5])

Tabela 11

Funkcja bezpieczeństwa	PL	SIL
1. Sygnał ostrzegawczy przed otwarciem i zamknięciem wrót tamy.	**c**	**SIL 1**
2. Blokada uruchomienia przy braku zezwolenia od drugich wrót tamy w śluzie.	**c**	**SIL 1**
3. Zatrzymywanie awaryjne ruchu wrót tamy.	**c**	**SIL 1**

6. Podsumowanie

Wdrożenie do prawa krajowego dyrektywy 2006/42/WE [1], zastępującej dyrektywę 98/37/WE [2] znalazło także odzwierciedlenie w praktyce dotyczącej stosowania maszyn w zakładach górniczych. Towarzyszył temu wzrost świadomości projektantów i użytkowników maszyn w zakresie bezpieczeństwa funkcjonalnego systemów ochronnych stosowanych w tych maszynach. Jednocześnie widoczna była potrzeba usystematyzowania wiedzy na ten temat. Realizowany przez konsorcjum w składzie:

1. ELEKTROMETAL Sp. z o.o. – koordynator,
2. Centralny Instytut Ochrony Pracy – Państwowy Instytut Badawczy,
3. Instytut Badań Systemowych PAN.

Projekt ELSAFE przewidywał, między innymi, opracowanie zestawienia typowych funkcji bezpieczeństwa występujących w maszynach górniczych. Przedstawione zestawienie miało na celu usystematyzowanie podejścia do problemu określenia wymagań bezpieczeństwa funkcjonalnego w przypadku maszyn górniczych oraz zademonstrowanie praktycznych działań w procesie formułowania tych wymagań.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE (przekształcenie). Dziennik Urzędowy L 157 z 9.06.2006, s. 24.
2. Dyrektywa 98/37/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 22 czerwca 1998 r. w sprawie maszyn. Dziennik Urzędowy L 207 z 23.07.1998, s. 1.
3. Dźwiarek, M.: Assessment of software and hardware safety of programmable control systems of machinery. In: Safety and Reliability for Managing Risk. C. Guedes Soares & E. Zio (ed.) © Taylor & Francis Group, London, ISBN 978-0-415-42315-2, 2325-2330. 2006.
4. Dźwiarek, M., Strawiński, T.: „Zapewnianie bezpieczeństwa użytkowania maszyn metodami sterowania". Centralny Instytut Ochrony Pracy – Państwowy Instytut Badawczy, Warszawa 2008, ISBN 978-83-7373-049-6. 2008.
5. Dźwiarek, M., Strawiński, T.: „Ocena ryzyka na stanowiskach pracy przy obsłudze wybranych maszyn górnictwa podziemnego w celu identyfikacji krytycznych funkcji bezpieczeństwa, które powinien realizować sterownik". Centralny Instytut Ochrony Pracy - Państwowy Instytut Badawczy, Warszawa 2013, ISBN 978-83-7373-049-6, opracowanie nie publikowane. 2013.
6. PN-EN ISO 12100:2011P. Bezpieczeństwo maszyn - Ogólne zasady projektowania - Ocena ryzyka i zmniejszanie ryzyka. Polski Komitet Normalizacyjny.
7. PN-EN 62061:2008P Bezpieczeństwo maszyn – Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem. Polski Komitet Normalizacyjny.
8. PN EN-ISO 13849-1:2008E Bezpieczeństwo maszyn - Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem - Część 1: Ogólne zasady projektowania.
9. Rosmus P., Trojnar A., Rosmus W., Niemiec B.: Opracowanie metody przypisania poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa SIL dla typowych, związanych z bezpieczeństwem elektrycznych systemów sterowania maszynami i urządzeniami w górnictwie węgla kamiennego. Zad. 2. Opracowanie scenariuszy rozwoju niebezpiecznych zdarzeń dla typowych rodzajów uszkodzeń systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem, analiza scenariuszy dla przypisania SIL do systemów sterowania określonymi maszynami i urządzeniami górniczymi. Program wieloletni „Poprawa bezpieczeństwa i warunków pracy" II etap. Opracowania GIG, nie publikowane, 2012.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Publikacja opracowana na podstawie wyników projektu ELSAFE pt.: „Iskrobezpieczny sterownik programowalny do realizacji funkcji bezpieczeństwa ELSAFE-14” dofinansowanego w latach 2013-2015 ze środków Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego/Narodowego Centrum Badań i Rozwoju.

Umowa nr INNOTECH-K21/IN2/67/183054/NCBR/13.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Algorytm wyznaczania Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa SIL

Leszek Kasprzyczak – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Poziom Nienaruszalności Bezpieczeństwa *SIL* jest parametrem określającym osiągi bezpieczeństwa systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem maszyn. Zagadnienie bezpieczeństwa maszyn zostało sformułowane w dyrektywie maszynowej 2006/42/WE (*MD*) [2], która wprowadzona została w Polsce rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 21.10.2008 r. [9]. Celem dyrektywy maszynowej jest ułatwienie swobodnego przepływu towarów i zlikwidowanie technicznych przeszkód w handlu wewnątrz krajów Europejskiego Obszaru Gospodarczego. Do dyrektywy opracowano przewodnik Komisji Europejskiej, który jest dostępny w języku polskim [8].

Poziom *SIL* określa stopień odporności na uszkodzenia danej funkcji bezpieczeństwa w układzie sterowania maszyny (w tym maszyn stosowanych w górnictwie). Parametr *SIL* stosuje się w złożonych i prostych układach elektrycznych i elektronicznych. W przeciwieństwie do Poziomu Zapewnienia Bezpieczeństwa PL (Performance Level) opisanego w normie PN-EN 13849-1:2008 i -2:2013, *SILi* nie stosuje się dla układów hydraulicznych, pneumatycznych i mechanicznych. Natomiast poziomy PL można stosować dla mniej złożonych układów elektrycznych.

Z dyrektywą (*MD*) zharmonizowana jest norma PN-EN ISO 12100:2012 [6], w której zawarto zasady oceny i zmniejszania ryzyka. Zasady te przybliżono w pracach [3, 4]. Natomiast sposoby wyznaczania PL wyjaśniono w pracy [5].

W niniejszej monografii przedstawiono metodykę wyznaczania Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa *SIL* według PN-EN 62061:2008 [7].

2. Wyznaczanie docelowego *SIL*

W celu określenia docelowego Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa SIL danej funkcji bezpieczeństwa stosuje się matrycę przypisania (rys. 1) składającą się z następujących elementów:

- częstotliwość i czas ekspozycji *Fr*,
- prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia *Pr*,
- prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody *Av*,
- konsekwencje/ciężkość szkody.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Matryca przypisania docelowego SIL jest stosowana do wyznaczenia SIL tylko dla danej funkcji bezpieczeństwa. Nie jest stosowana do szacowania ryzyka dla całej maszyny!

Częstotliwość i czas ekspozycji Fr (czas ekspozycji > 10 minut)	
≤ 1 godz.	5
> 1 godz. do ≤ 1 dzień	5
> 1 dzień do ≤ 2 tygodnie	4
> 2 tygodnie do ≤ 1 rok	3
> 1 rok	2

Prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia Pr	
Bardzo wysokie	5
Prawdopodobne	4
Możliwe	3
Rzadkie	2
Pomijalne	1

Prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody Av	
Niemożliwe	5
Rzadkie	3
Prawdopodobne	1

Konsekwencje	Ciężkość Se	Klasa Cl = Fr + Pr + Av				
		3 – 4	5 – 7	8 – 10	11 – 13	14 – 15
Nieodwracalne: śmierć, utrata oka lub ręki	4	SIL 2	SIL 2	SIL 2	SIL 3	SIL3
Ciężkie: złamania kończyn, utrata palców	3		OM	SIL 1	SIL 2	SIL 3
Odwracalne: leczenie	2			OM	SIL 1	SIL 2
Odwracalne: pierwsza pomoc	1				OM	SIL 1

Rys.1. Matryca przypisania docelowego SIL
(źródło: opracowanie własne na podstawie [7])

Zazwyczaj funkcja bezpieczeństwa jest zrealizowana z trzech elementów: czujnika wykrywającego zagrożenie (np. przetwornik ciśnienia), jednostki logicznej analizującej sygnały z czujnika i podłączonego do jednostki sterującej elementu wykonawczego (np. stycznika wyłączającego niebezpieczny napęd). Elementy te tworzą elektryczny system sterowania związany z bezpieczeństwem SRECS (Safety Related Electrical Control System).

Specyfikacja wymagań dla funkcji bezpieczeństwa składa się z wymagań funkcjonalnych i nienaruszalności bezpieczeństwa. Wymagania funkcjonalne określa się najczęściej jako sformułowanie w języku naturalnym, np. *„Zatrzymanie niebezpiecznego napędu, gdy nastąpi otwarcie osłony bezpieczeństwa i uniemożliwienie jego uruchomienia do czasu zamknięcia osłony”*. Natomiast nienaruszalność bezpieczeństwa określa się z matrycy przypisania SIL z rysunku 1.

3. Uzyskany poziom nienaruszalności bezpieczeństwa systemu

Zgodnie z normą PN-EN 62061, SIL przyjmuje 3 poziomy, przy czym poziom trzeci reprezentuje najwyższy wskaźnik osiągów bezpieczeństwa. Jeżeli funkcję bezpieczeństwa zrealizowano z podsystemów z określonymi przez producenta/ów parametrami:

- granicą osiągnięcia *SILCL* (Claim Limit), oraz
- średnią częstością uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę PFH_D (Probability of dangerous Failure per Hour),

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

to możliwy do uzyskania *SIL* całego systemu połączonego szeregowo wynika z „najsłabszego" *SILCL* podsystemu składowego oraz z sumy PFH_{Di} wszystkich podsystemów oraz transmisji cyfrowej P_{TE} (tabela 1):

$$PFH_D = PFH_{D1} + PFH_{D2} + \ldots + PFH_{Dn} + P_{TE} \quad (1)$$

Wyznaczanie SIL systemu na podstawie PFH_D [7]

Tabela 1

PFH_D	SIL
$\geq 10^{-6}$ do $< 10^{-5}$	1
$\geq 10^{-7}$ do $< 10^{-6}$	2
$\geq 10^{-8}$ do $< 10^{-7}$	3

4. Określenie *SILCL* podsystemu

W przypadku, gdy *SILCL* nie jest znany dla wszystkich podsystemów, należy najpierw samodzielnie określić poziom bezpieczeństwa takiego podsystemu. Określenie Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa podsystemu *SILCL* uzyskuje się na podstawie:

- wartości średniego czasu do uszkodzenia (*MTTF*) i intensywności uszkodzeń (λ),
- diagnostyki (*DC* i *SFF*),
- odporności na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną (*CCF* i β),
- architektury układu (*HFT*).

4.1. Średni czas do uszkodzenia *MTTF* i intensywność uszkodzeń λ

Termin *MTTF* (Mean Time To Failure) został przetłumaczony w normie PN-EN 62061:2008 jako średni czas pomiędzy uszkodzeniami. W normie PN-N-50191:1993P „Słownik terminologiczny elektryki - Niezawodność, jakość usługi", *MTTF* zdefiniowano jako średni czas do uszkodzenia i jest związany z *MTBF* zależnością:

$$MTBF = MTTF + MTTR \quad (2)$$

gdzie:

MTBF – średni czas pomiędzy uszkodzeniami [h],

MTTF – średni czas do uszkodzenia [h],

MTTR – średni czas odbudowy (Restoration) [h]; typowo MTTR = 8 h i obejmuje odstęp testu diagnostycznego, np. 1 h i czas naprawy 7 h.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Z uwagi na to, że wartość *MTTF* wynosi z reguły kilkanaście lat, a czas odbudowy *MTTR* jest równy kilku dniówkom, można dokonać poniższego porównania, które uzasadnia korzystanie z baz danych producentów zawierających *MTTF* lub *MTBF*.

$$MTTF >> MTTR \rightarrow MTBF \approx MTTF \tag{3}$$

Z uwagi na to, że SIL oblicza się najczęściej dla urządzeń elektronicznych, wykorzystuje się **metodę zliczania elementów** elektronicznych do oszacowania *MTTF* dla każdego kanału osobno. Należy z danych producenta lub baz danych odczytać wartość $MTTF_{el\,i}$ każdego elementu elektronicznego wchodzącego w skład kanału (rezystorów, kondensatorów, tranzystorów itp.). Na tej podstawie oblicza się odwrotność $MTTF_{CH}$ każdego kanału:

$$\frac{1}{MTTF_{CH1}} = \frac{1}{MTTF_{el1}} + ... + \frac{1}{MTTF_{el\,n}} = \sum_{i=1}^{n} \frac{1}{MTTF_{el\,i}} \tag{4}$$

W celu znalezienia wartości $MTTF_{el\,i}$ elementów elektronicznych zaleca się korzystać z bazy danych Siemens SN 29500-2005-1 zawartej w nieodpłatnym programie MTBF Calculator firmy ALD [1].

Całkowitą intensywność uszkodzeń podsystemu elektronicznego/elektromechanicznego oblicza się z następujących zależności. Dla podzespołów **elektronicznych** intensywność wynosi:

$$\lambda = \frac{1}{MTTF} = \sum_{i=1}^{n} \frac{1}{MTTF_{eli}} \tag{5}$$

a dla podzespołów **elektromechanicznych**:

$$\lambda = 0{,}1\frac{C}{B_{10}} = 0{,}1\frac{3600\,\frac{sek}{godz}}{B_{10}t_{cycle}} \tag{6}$$

gdzie:

B_{10} – ilość cykli łączeniowych, po których 10% populacji ulegnie uszkodzeniu,

C – liczba cykli działania,

t_{cycle} – czas pomiędzy rozpoczęciem dwóch kolejnych cykli wyrażony w sekundach na cykl.

Warunkiem prawdziwości zasad podanych wyżej jest to, że $\lambda \cdot T_1 << 1$ oraz to, że podsystem pracuje w „rodzaju pracy na częste lub ciągłe przywołanie", gdzie:

T_1 – najmniejszy odstęp między okresowymi testami sprawdzającymi lub czasem życia (testy sprawdzające są przeznaczone do wykrywania

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

defektów nie wykrywanych przez automatyczne funkcje diagnostyczne), np. elektryk przed rozpoczęciem pracy robi kontrolowany test zwarcia urządzenia zabezpieczającego, sprawdzając czy zabezpieczenie jest sprawne,

λ – intensywność uszkodzeń elementów podsystemów (stała i odpowiednio niska).

4.2. Diagnostyka

W diagnostyce istotne są dwa parametry:

- pokrycie diagnostyczne *DC* (Diagnostic Coverage),
- wskaźnik uszkodzeń bezpiecznych *SFF* (Safe Failure Fraction).

Definiowane są z następujących wzorów:

$$DC = \frac{\Sigma\lambda_{DD}}{\Sigma\lambda_{DD} + \Sigma\lambda_{DU}} \tag{7}$$

$$SFF = \frac{\Sigma\lambda_S + \Sigma\lambda_{DD}}{\Sigma\lambda_S + \Sigma\lambda_D} \tag{8}$$

gdzie:

λ_{DD} – intensywność wykrywalnych niebezpiecznych uszkodzeń [1/h],

λ_{DU} – intensywność niewykrywalnych niebezpiecznych uszkodzeń [1/h],

λ_D – intensywność uszkodzeń niebezpiecznych [1/h],

λ_S – intensywność uszkodzeń bezpiecznych [1/h].

Do wyznaczenia *SFF* stosuje się następujące wzory:

$$\lambda = \lambda_D + \lambda_S = \frac{\lambda}{2} + \frac{\lambda}{2} \tag{9}$$

$$\lambda_D = \lambda_{DU} + \lambda_{DD} = \frac{\lambda}{2} \tag{10}$$

$$\lambda_{DD} = \frac{\lambda}{2} DC \tag{11}$$

$$\lambda_{DU} = \frac{\lambda}{2}(1 - DC) \tag{12}$$

Na komentarz zasługuje wzór (9), w którym przyjęto, że ilość uszkodzeń bezpiecznych (*S*) i niebezpiecznych (*D*) są sobie równe i każda z nich wynosi połowę wartości całkowitej intensywności uszkodzeń λ. Zasadę tę stosuje się w praktyce najczęściej, chyba że istnieje możliwość deterministycznego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wyznaczenia stosunku intensywności bezpiecznej i niebezpiecznej uszkodzeń. Natomiast całkowita intensywność uszkodzeń λ wyznaczana jest ze wzorów (5) i (6).

Wartości pokrycia diagnostycznego *DC* do wzorów (11) i (12) można zaczerpnąć z tabeli E1 normy PN-EN ISO 13849-1 lub określić posługując się tabelą D.1 z PN-EN 62061 lub tabelami z załącznika A normy PN-EN 61508-2:2010.

Współczynniki *DC* i *SFF* przyjmują cztery zakresy przedstawione odpowiednio w tabelach 2 i 3.

Zakresy pokrycia diagnostycznego *DC* (źródło: PN-EN ISO 13849-1)

Tabela 2

Brak	< 60%
Niskie	60% ≤ DC < 90%
Średnie	90% ≤ DC < 99%
Wysokie	DC ≥ 99%

Zakresy wskaźnika uszkodzeń bezpiecznych *SFF* [7]

Tabela 3

< 60%
60% ≤ do < 90%
90% ≤ do < 99%
≥ 99%

4.3. Współczynnik wrażliwości na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną β

Uszkodzenie spowodowane wspólną przyczyną *CCF* (Common Cause Failure) jest wynikiem jednego zdarzenia lub kilku zdarzeń, powodującego jednoczesne uszkodzenie dwu lub więcej oddzielnych kanałów w podsystemie wielokanałowym, prowadzące do uszkodzenia funkcji sterowania *SRCF*.

Uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną (jedną przyczyną) mogą oddziaływać na więcej niż jeden kanał. Może to wynikać z defektu systematycznego (np. błąd w projekcie) lub z oddziaływania zewnętrznego (np. nadmierna temperatura wynikająca z przypadkowego uszkodzenia wspólnego wentylatora powodująca wykroczenie poza środowiskowe warunki pracy. Nie oznacza to, że wszystkie kanały ulegną awarii dokładnie w tym samym czasie).

Szacowanie *CCF* przeprowadza się według tabeli 4. Dla każdego czynnika przyznaje się albo pełną liczbę punktów albo zero. Jeśli wymaganie jest spełnione tylko częściowo to przyznaje się 0 punktów – nie przyznaje się

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

punktów pośrednich. Maksymalna ilość punktów wynosi 95 lub 100, co jest spowodowane alternatywą w dwóch pierwszych liniach tabeli.

Odporność na CCF (źródło: opracowanie własne na podstawie [7])

Tabela 4

Środek / wymaganie	Wynik
SEPARACJA	
1a. Oddzielne prowadzenie kabli sygnałowych każdego z kanału albo ich ekranowanie lub…	5
1b. … lub zastosowanie właściwych środków do wykrywania błędów transmisji cyfrowej	10
Oddzielne prowadzenie kabli sygnałowych od zasilających, albo ich ekranowanie. (Oddzielenie przewodów zasilających od przewodów z danymi nie jest konieczne, gdy dane przesyłane są optycznie, lub gdy linie zasilające małej mocy służą do zasilania elementów bezpieczeństwa i jednocześnie do przesyłu danych).	5
Rozmieszczenie elementów podsystemu wrażliwych na CCF w osobnych obudowach	5
RÓŻNORODNOŚĆ / REDUNDANCJA	
Różne technologie elektryczne, np. pierwszy kanał: programowalna elektronika, a drugi kanał: przekaźniki elektromechaniczne	8
Różne zasady fizyczne, np. czujniki mechaniczne i magnetyczne do monitorowania osłony	10
Wykorzystanie elementów z chwilowymi różnicami w działaniu funkcjonalnym i/lub rodzajami uszkodzeń	10
Odstępy między testami diagnostycznymi ≤ 60 sekund	10
ZŁOŻONOŚĆ / PROJEKT / ZASTOSOWANIE	
Zapobieganie przed połączeniami krzyżowymi między kanałami (z wyjątkiem stosowanych do diagnostyki)	2
OCENA / ANALIZY	
Wyeliminowanie źródeł defektów spowodowanych wspólną przyczyną poprzez Analizę Rodzajów i Skutków Uszkodzeń FMEA	9
Uwzględnienie w projekcie wyników analizy uszkodzeń	9
KOMPETENCJE / SZKOLENIA	
Szkolenie projektantów w celu pojmowania skutków uszkodzeń spowodowanych wspólną przyczyną	4
ŚRODOWISKO	
Zbadanie elementów (nie wykorzystujących zewnętrznej kontroli środowiska) na wpływ temperatury, wilgotności, korozji, wibracji, kurzu itd.	9
Odporność podsystemu na działanie zaburzeń elektromagnetycznych w (podwyższonych) zakresach podanych w załączniku E PN-EN 62061	9

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Na podstawie sumy *CCF* szacuje się współczynnik wrażliwości na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną β według tabeli 5. Współczynnik β wykorzystany zostanie we wzorach przedstawionych w punkcie 4.4.

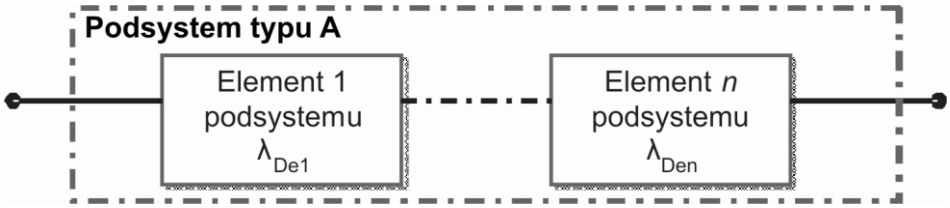
Oszacowanie współczynnika wrażliwości na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną β [7]

Tabela 5

Suma *CCF*	Współczynnik β
< 35	10% (0,1)
35 – 65	5% (0,05)
65 – 85	2% (0,02)
85 – 100	1% (0,01)

4.4. Architektury podsystemów

Norma PN-EN 62061 definiuje cztery architektury: A, B, C, D podsystemów bezpieczeństwa. Na rysunku 2 przedstawiono architekturę typu A. Jest to szeregowe połączenie elementów. W związku z tym niebezpieczne uszkodzenie któregokolwiek elementu powoduje uszkodzenie funkcji *SRCF*. Zatem tolerancja sprzętu na uszkodzenia *HFT* (Hardware Fault Tolerance) jest równa zeru.



Rys.2. Architektura typu A [7]

Intensywność uszkodzeń niebezpiecznych podsystemu typu A jest sumą intensywności uszkodzeń niebezpiecznych wszystkich elementów:

$$\lambda_{DssA} = \lambda_{De1} + \ldots + \lambda_{Den} \text{ [1/h]} \tag{13}$$

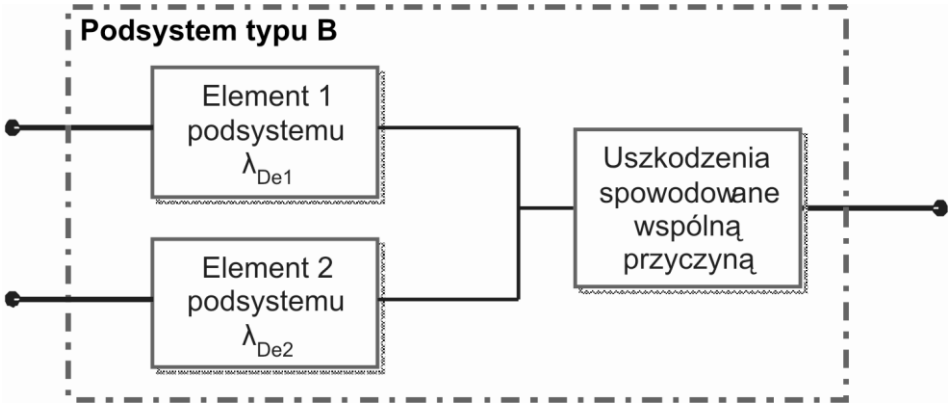
Średnia częstość uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę wynosi:

$$PFH_{DssA} = \lambda_{DssA} \cdot 1\text{h} \tag{14}$$

Na rysunku 3 przedstawiono architekturę typu B. Jest to połączenie równoległe dwóch elementów (redundantne). W związku z tym pojedyncze niebezpieczne uszkodzenie któregokolwiek elementu nie spowoduje utraty

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

SRCF. Zatem tolerancja sprzętu na uszkodzenia *HFT* = 1. Ponadto należy analizować uszkodzenia o wspólnej przyczynie (*CCF*/*β*).



Rys.3. Architektura typu B [7]

Intensywność uszkodzeń niebezpiecznych podsystemu typu B:

$$\lambda_{DssB} = (1-B)^2 \lambda_{De1}\lambda_{De2}T_1 + \beta\frac{\lambda_{De1}+\lambda_{De2}}{2} \tag{15}$$

gdzie:

β – współczynnik wrażliwości na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną (z pkt. 4.3),

T_1 – odstęp między testami sprawdzającymi lub czasem życia zależnie od tego, która z wartości jest mniejsza.

Średnia częstość uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę wynosi:

$$PFH_{DssB} = \lambda_{DssB} \cdot 1\text{h} \tag{16}$$

Architektura typu C charakteryzuje się szeregowym połączeniem elementów (jak w architekturze typu A), lecz dodatkowo posiada funkcję diagnostyczną. W związku z tym jakiekolwiek niewykryte niebezpieczne uszkodzenie któregokolwiek elementu powoduje uszkodzenie *SRCF*. Gdy wykryte zostanie uszkodzenie to funkcja diagnostyczna podejmuje reagowanie na defekty, np. wyłączenie maszyny. Tolerancja sprzętu na uszkodzenia *HFT* = 0.

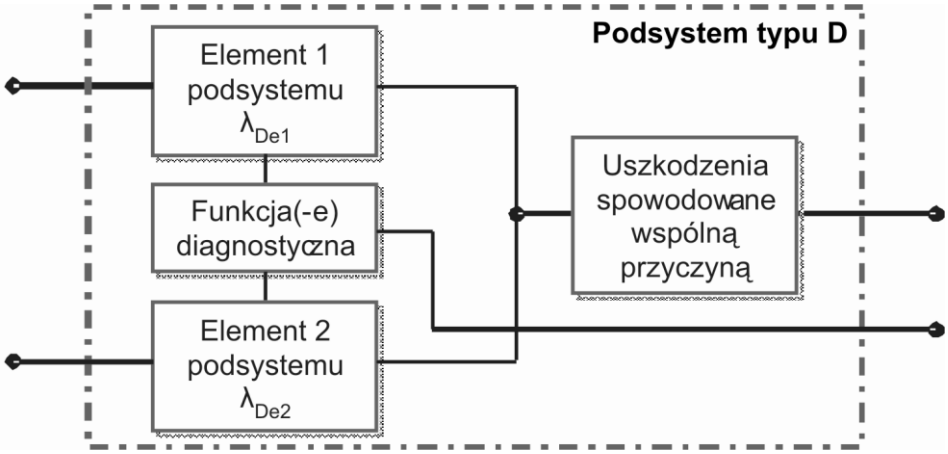
Intensywność uszkodzeń niebezpiecznych podsystemu typu C wynosi:

$$\lambda_{DssC} = \lambda_{De1}(1-DC_1) + ... + \lambda_{Den}(1-DC_n) \tag{17}$$

a średnia częstość uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę wylicza się jak w poprzednich typach.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Architektura typu D jest połączeniem równoległym dwóch elementów (redundancja) z funkcjami diagnostycznymi (rys. 4). W związku z tym pojedyncze niebezpieczne uszkodzenie któregokolwiek elementu nie powoduje utraty *SRCF*. Tolerancja sprzętu na uszkodzenia *HFT* = 1. Ponadto należy analizować uszkodzenia o wspólnej przyczynie (*CCF*/β). Wykrycie niebezpiecznego uszkodzenia powinno powodować wykonanie funkcji reakcji na defekty. Dopuszczalne jest izolowanie uszkodzonej części w celu kontynuowania bezpiecznej pracy maszyny podczas naprawy uszkodzonej części. Jeśli uszkodzona część nie została naprawiona w zdefiniowanym czasie to powinien być realizowany drugi rodzaj reagowania na defekty (np. wyłączenie maszyny).



Rys.4. Architektura typu D [7]

Przypadek, gdy podsystem D złożony jest z elementów o różnej konstrukcji

Intensywność niebezpiecznych uszkodzeń podsystemu typu D wynosi:

$$\lambda_{DssD} = (1-\beta)^2 \left\{ \frac{\lambda_{De1}\lambda_{De2}(DC_1 + DC_2)T_2}{2} + \frac{\lambda_{De1}\lambda_{De2}(2 - DC_1 - DC_2)T_1}{2} \right\} + \beta \frac{\lambda_{De1} + \lambda_{De2}}{2} \quad (18)$$

gdzie:

- β – współczynnik wrażliwości na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną (pkt. 4.3),
- λ_{De1} – intensywność niebezpiecznych uszkodzeń elementu 1-go podsystemu,
- λ_{De2} – intensywność niebezpiecznych uszkodzeń elementu 2-go podsystemu,
- DC_1 – pokrycie diagnostyczne elementu 1 podsystemu (pkt. 4.2),
- DC_2 – pokrycie diagnostyczne elementu 2 podsystemu,
- T_1 – odstęp między testami sprawdzającymi lub czasem życia zależnie od tego, która z wartości jest mniejsza,
- T_2 – odstęp między testami diagnostycznymi.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przypadek, gdy podsystem D jest złożony z elementów o tej samej konstrukcji

Intensywność niebezpiecznych uszkodzeń podsystemu typu D wynosi:

$$\lambda_{DssD} = (1-\beta)^2 \left\{ \lambda_{De}^2 \; DC \; T_2 + \lambda_{De}^2 (1-DC) T_1 \right\} + \beta \lambda_{De} \tag{19}$$

gdzie:

λ_{De} – intensywność niebezpiecznych uszkodzeń elementu 1 lub 2 podsystemu,

DC – pokrycie diagnostyczne elementu 1 lub 2 podsystemu.

Średnia częstość uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę wynosi:

$$PFH_{DssD} = \lambda_{DssD} \cdot 1\text{h} \tag{20}$$

4.5. Wyznaczenie *SILCL* podsystemu

Na podstawie określonych w podpunktach 4.1-4.4 parametrów wyznacza się *SILCL* podsystemu korzystając z tabel 6 i 1. *HFT n* oznacza, że *n+1* defektów może spowodować utratę funkcji sterowania związaną z bezpieczeństwem *SRCF*.

Mając wyznaczone *SILCL* oraz PFH_D wszystkich podsystemów należy określić *SIL* dla całego systemu według punktu 3.

Następnie należy porównać czy otrzymany *SIL* systemu jest większy lub równy *SIL* docelowemu z matrycy przypisania według punktu 2. Jeśli jest to spełnione to wynik jest pozytywny.

Określenie SILCL na podstawie *SFF* i *HFT* [7]

Tabela 6

SFF	***HFT***		
	0	**1**	**2**
< 60%	-	SIL 1	SIL 2
60% < 90%	SIL 1	SIL 2	SIL 3
90% < 99%	SIL 2	SIL 3	SIL 3
≥ 99%	SIL 3	SIL 3	SIL 3

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Podsumowanie

W monografii przedstawiono zasadę wyznaczania docelowego poziomu *SIL* z matrycy przypisania jaki ma spełniać funkcja bezpieczeństwa *SRCF* w układzie sterowania maszyny związanego z bezpieczeństwem.

Przedstawiono przypadek wyznaczania *SIL* systemu, gdy jest on złożony z podsystemów o znanych *SILCL* i PFH_D oraz przypadek, w którym *SILCL* należy określić samodzielnie na podstawie:

- wartości średniego czasu do uszkodzenia (*MTTF*) i intensywności uszkodzeń λ,
- diagnostyki (*DC* i *SFF*),
- odporności na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną (*CCF* i β),
- architektury układu (*HFT*).

Trudność w prawidłowym interpretowaniu norm z dziedziny bezpieczeństwa maszyn tkwi w ich zawiłej treści oraz w mnogości różnych parametrów, które często są niejednoznaczne. Na przykład parametr PFH_D w normie PN-EN 62061 przetłumaczony jest jako prawdopodobieństwo niebezpiecznego uszkodzenia na godzinę i jest bezwymiarowy - patrz zależności (13) i (14). Natomiast ten sam parametr w serii norm PN-EN 61508 (z 2010 r.) został przetłumaczony w arkuszu pierwszym jako średnia częstość uszkodzeń niebezpiecznych funkcji bezpieczeństwa na godzinę i posiada wymiar 1/h. Dodatkowo większość arkuszy tej normy dotyczących bezpieczeństwa funkcjonalnego jest w językach oryginalnych. Podobnie ma się rzecz z normą dotyczącą Poziomu Zapewnienia Bezpieczeństwa PN-EN ISO 13849. Ponadto w najbliższych latach przewiduje się połączenie ze sobą norm ISO 13849 oraz IEC 62061, co będzie skutkować dodatkowym zamieszaniem wśród producentów systemów bezpieczeństwa.

Niniejsza monografia wpisująca się w cykl artykułów dotyczących bezpieczeństwa maszyn [3-5] ma za zadanie przybliżenie czytelnikowi tej dziedziny wiedzy. Do dalszego omówienia pozostają zagadnienia związane z błędami systematycznymi i oprogramowaniem bezpieczeństwa.

Literatura

1. Bazy danych MTBF http://www.aldservice.com/en/reliability-software/free-mtbf-calculator.html
2. Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE (przekształcenie). 1.
3. Kasprzyczak L.: Program certyfikacji wyrobów na zgodność z dyrektywą maszynową w Centrum Badań i Certyfikacji Instytutu EMAG. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 6(496)/2012, ss.13-20. 5.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Kasprzyczak L.: Bezpieczeństwo maszyn w górnictwie węgla kamiennego – ocena i redukcja ryzyka, wyznaczanie Poziomu Zapewnienia Bezpieczeństwa PL (Performance Level), Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 1(515)/2014, ss.35-42. 6.
5. Kasprzyczak L.: Safety of machinery – Determination of Performance Level, Bezpieczeństwo maszyn – wyznaczanie Poziomu Zapewnienia Bezpieczeństwa, Journal of KONBiN, ISSN 1895-8281, 1(25) 2013, ss.75-84. 7.
6. PN-EN ISO 12100:2012 Bezpieczeństwo maszyn – Ogólne zasady projektowania – Ocena ryzyka i zmniejszanie ryzyka. 4.
7. PN-EN 62061:2008/A1:2013-06E Bezpieczeństwo maszyn – Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem. 8.
8. Przewodnik dotyczący stosowania dyrektywy 2006/42/WE w sprawie maszyn, pod red. I. Frasera, Komisja Europejska – Przedsiębiorstwa i Przemysł, Wyd. 2, 06.2010. 3.
9. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 21.10.2008 w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn (Dz.U. 2008, nr 199, poz. 1228). 2.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Kryteria projektowe dla zmechanizowanych obudów ścianowych według procedur zakładowych KW ZRP

Jan Gil, Ryszard Kubiesa – Kompania Węglowa S.A., **Kazimierz Stoiński** – Główny Instytut Górnictwa

1. Wprowadzenie

Dobór zmechanizowanej obudowy ścianowej do danych warunków górniczych według metodyki Głównego Instytutu Górnictwa opiera się na dwóch podstawowych współczynnikach charakteryzujących wzajemne relacje górotwór-obudowa:

- opisujących utrzymanie stropu – „g”
- opisujących dynamiczne oddziaływanie (dociążenie) obudowę przez górotwór – „n_{tz}”.

Wartość współczynnika utrzymania stropu „g” zawiera się w przedziale $0,7 \div 1,2$ (kwalifikując zasady utrzymania stropu: zagrożenie obwałami – poniżej 0,7; utrudnione utrzymanie stropu – $0,7 \div 0,8$; dobre utrzymanie stropu $> 0,8$).

Dynamiczne oddziaływanie górotworu opisuje współczynnik „n_{tz}” ujmujący prognozowaną energię wstrząsu, odległość środka warstwy tąpiącej od pułapu wyrobiska oraz zaszłości eksploatacyjne. Zmienność „n_{tz}” zawiera się w przedziale 1,0 do około 1,8 dla śląskich kopalni węgla kamiennego. Wyznaczony został z wykorzystaniem modelu górotworu naruszonego opisanego przez A. Bilińskiego [1] i kontynuowanego przez Jego następców.

Dla trudno rabowalnych stropów, w przypadku zalegania grubych warstw piaskowca bezpośrednio nad wyrobiskiem, nie w każdym przypadku można z powodzeniem wykorzystać model górotworu naruszonego według A. Bilińskiego. Dla takich przypadków są prowadzone próby wykorzystania oceny mocy układu górotwór-obudowa [6]. Sposób ten wykorzystuje ocenę prędkości zaciskania wyrobiska wskutek wstrząsu górotworu. Dla analizowanych przypadków śląskich kopalń węgla kamiennego oraz kopalń miedzi jest oceniana w przedziale $v_g = 0,1 \div 0,5$ ms^{-1}.

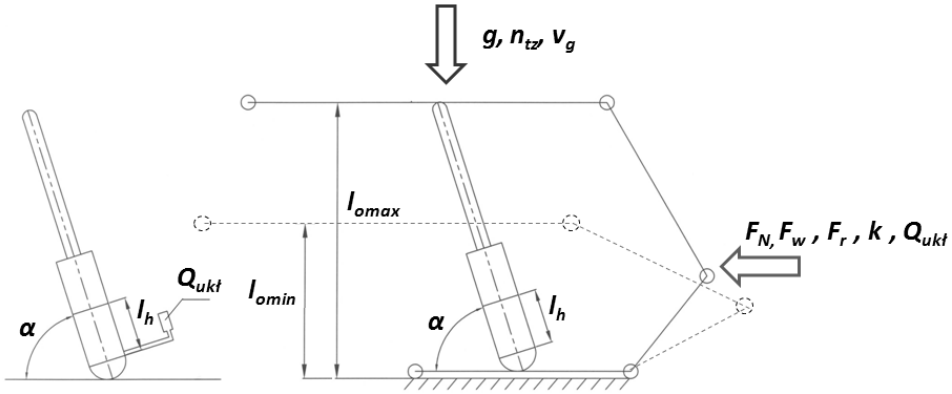
Współczynnik utrzymania stropu „g”, współczynnik dociążenia obudowy „n_{tz}” oraz prognozowane maksymalne prędkości zaciskania wyrobiska stanowią podstawy dla określenia parametrów technicznych obudowy dla danych warunków górniczych.

Kryteria projektowe ukierunkowane zostały na potrzeby Kompanii Węglowej S.A. eksploatującej w ponad 60% z pokładów zagrożonych wstrząsami górotworu z tendencją narastającą.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Kryteria projektowe dla zmechanizowanych obudów ścianowych

Podstawowym typem zmechanizowanej obudowy ścianowej w Kompanii Węglowej S.A. jest obudowa podporowo-osłonowa dwustojakowa, której schemat przedstawia rysunek 1.



Rys.1. Sekcja zmechanizowanej obudowy typu podporowo-osłonowej dwustojakowej. *F_N, F_w, F_r, – podporność nominalna, wstępna i robocza obudowy, k – przeciążenie stojaka w badaniach pełnych wg PN-EN 1804-2+A1:2012, $Q_{ukł}$ – minimalna przepustowość układu zabezpieczającego przestrzeń roboczą stojaka, l_h – minimalny słup cieczy w przestrzeni roboczej stojaka, l_{omin}, l_{omax} – minimalna i maksymalna wysokość obudowy, α – kąt pochylenia stojaka* [źródło: opracowanie własne]

Współczynnik ”n_{tz}” oraz prędkość zaciskania wyrobiska ”v_g” jest niezależny od parametrów technicznych obudowy, musi zatem zapewnić ograniczenie przeciążenia obudowy do dopuszczalnych parametrów wytrzymałościowych. Współczynnik utrzymania stropu ”g” jest zależny tak od parametrów górotworu, jak również parametrów podpornościowych obudowy. Kryteria projektowania muszą uwzględniać wymienione prawidłowości.

Na podstawie doświadczeń własnych opartych na już wykonanych projektach obudów i obserwacji eksploatacyjnych przyjęto ogólne zasady, jako wymagane dla konstrukcji, a więc:

- wskaźnik utrzymania stropu ”g” – powinien zawierać się w przedziale 0,85 ÷ 0,95 (istotny na niego wpływ posiada podporność wstępna),
- dla współczynnika dociążenia ”n_{tz}” i prędkości zaciskania wyrobiska ”v_g” prognozowane przeciążenie obudowy w zakresie wysokości roboczej powinno być mniejsze od wytrzymałości konstrukcji [5, 6].

Ponadto przyjęto szereg wymagań dodatkowych mających istotny wpływ na spełnienie wymienionych podstawowych zasad:

- współczynnik przeciążenia stojaka w badaniu pełnym – 2,
- przeciążalność gniazd mocujących stojak w badaniu pełnym – 2,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– nachylenie stojaka w odniesieniu do spągnicy – $\alpha > 45°$ w całym zakresie wysokości roboczej obudowy,
– minimalny słup cieczy PT utrzymywany w całym zakresie wysokości roboczej obudowy obliczany z relacji:

$$l_h \geq 0{,}15\ (l_{hs} + l_{ms}),\ \text{m} \tag{1}$$

gdzie:

l_{hs} – całkowity skok hydrauliczny stojaka [m],
l_{ms} – całkowity skok mechaniczny stojaka [m].

nie mniej jednak jak 0,2 dla obudowy niskiej i 0,25 dla średniej i wysokiej,

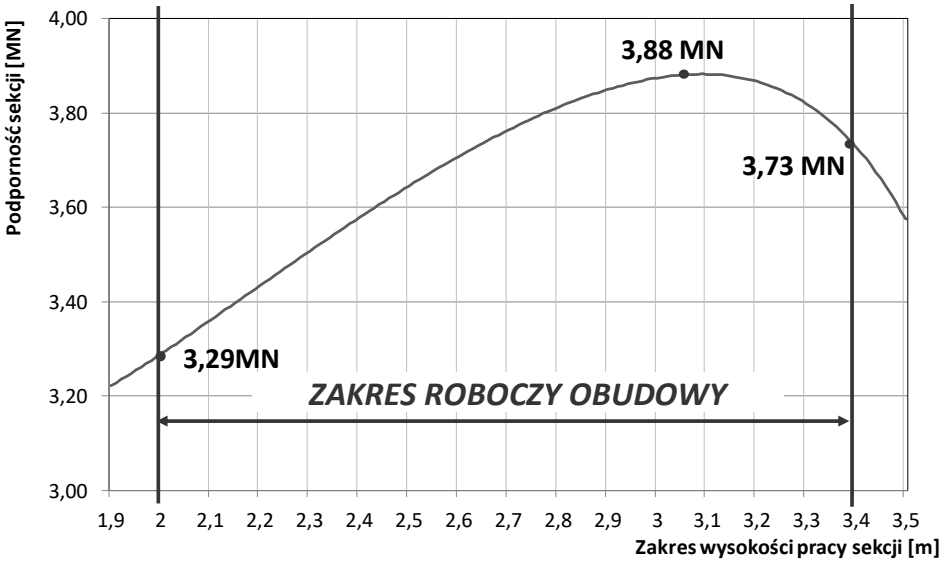
– przepływy w układach zabezpieczających przed przeciążeniem przestrzenie robocze – dla całego układu i dla ciśnienia $2P_r$ ($2P_N$),
– utrzymanie podporności roboczej do wstępnej – w przedziale 1,2 ÷ 1,5 (o ile umożliwiają uwarunkowania zasilania),
– projektowanie geometrii sekcji w sposób, który jak najmniej uzależnia podporność od wysokości roboczej obudowy.

3. Wybrane przykłady zastosowania kryteriów projektowych w praktyce KW ZRP-Bieruń

Wybrano dwa przykłady zastosowania przyjętych kryteriów projektowych w odniesieniu do podporności oraz przepływów w układach ograniczających ciśnienie w przestrzeni roboczej stojaka.

Oczekiwaniem użytkowników jest posiadanie obudowy uniwersalnej dla każdych warunków górniczych. Jest to oczywiście niemożliwe do realizacji. Uzyskanie stałej podporności obudowy w całym zakresie geometrycznym dla obudowy podporowo-osłonowej dwustojakowej nie jest technicznie możliwe. Można optymalizować konstrukcję, można również przyjąć odpowiednie parametry podpornościowe dla wybranych przedziałów wysokości roboczej. Im mniejszy zakres wysokości roboczej tym łatwiej uzyskać dużą stabilność podporności. Przykładowo na rysunku 2 przedstawiono podporność sekcji obudowy KW-19/35-POz/ZRP w zależności od wysokości geometrycznej sekcji. Dla pełnej wysokości roboczej 2,0 ÷ 3,4 m różnice w podporności sięgają 20%, co dla małej wartości ”*g*” może skutkować utrudnieniem utrzymania stropu. Przyjęcie natomiast wysokości roboczej w przedziale 2,7 ÷ 3,4 m, zmienność podporności ograniczy się do około 5%.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

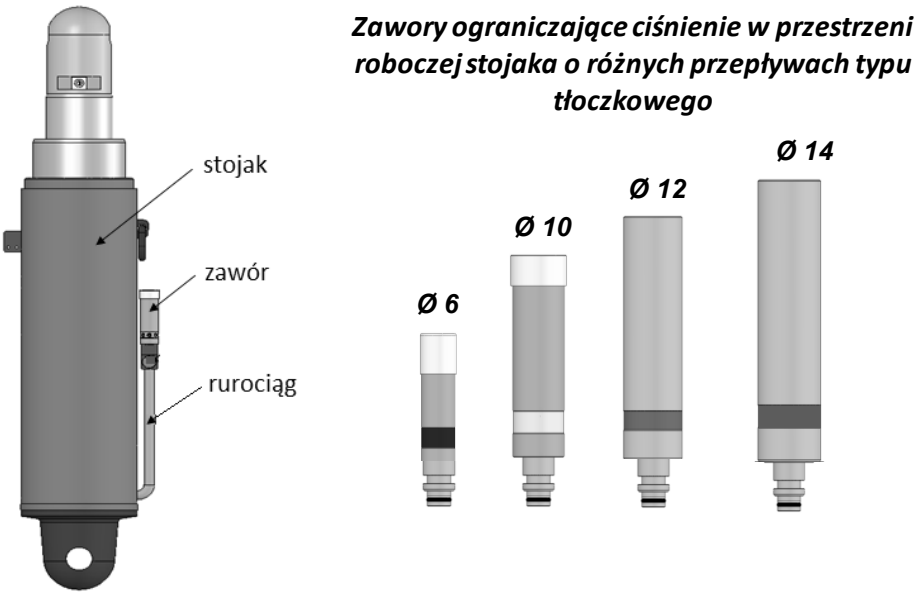


Rys.2. Podporność zmechanizowanej obudowy typu KW-19/35-POz/ZRP [źródło: opracowanie własne]

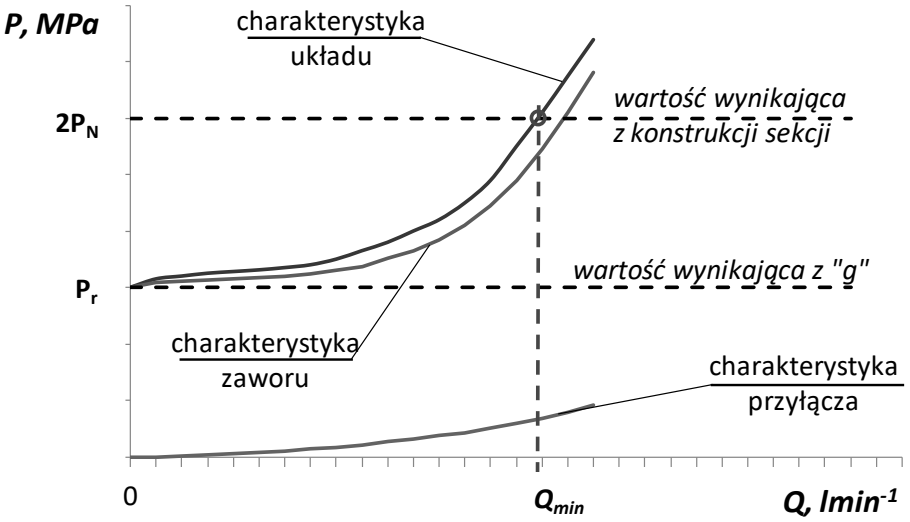
Analizując przedstawiony przypadek dochodzimy do wniosku, że projektując obudowę musimy uwzględnić wszelkie okoliczności dodatkowe wynikające również ze współczynnika dociążenia ”n_{tz}”. Takim istotnym elementem są przepływy w układach ograniczających przyrost ciśnień w przestrzeniach roboczych stojaków. Mając na uwadze dużą zmienność wartości ”n_{tz}” oraz wymagań podpornościowych, jako następstwo współczynnika ” g”, układ ograniczający ciśnienie zbudowano z doprowadzenia cieczy rurociągiem do zaworu (jako element stały) oraz zawór ograniczający ciśnienie jako element zmienny dobierany do potrzeb (realizacja „upodatnienia” – RMG w sprawie BHP § 440 ust. 2 [4]). Koncepcję prezentuje rysunek 3, natomiast ocenę przepływów w sposób poglądowy prezentuje rysunek 4.

Przepływy w układzie ograniczającym ciśnienie są wyznaczone na podstawie badań stanowiskowych lub metodami analitycznymi. Układ jest obliczany, jako szeregowe połączenie rurociągów krótkich (rurka przyłączeniowa-zawór), według metod stosowanych w hydrodynamice [2]. Straty przepływu w przyłączu są szacowane na poziomie 10 ÷ 15%. Konfigurując układ należy dobierać zawór o przepustowości z uwzględnieniem strat w przyłączu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.3. Koncepcja układu ograniczającego ciśnienie w przestrzeni roboczej stojaka [źródło: opracowanie własne]



Rys.4. Poglądowa prezentacja przepływów w układzie ograniczającym ciśnienie w przestrzeni roboczej stojaka [źródło: opracowanie własne]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Podsumowanie

Przedstawiając w dużym skrócie kierunki przyjętych kryteriów projektowych dla zmechanizowanych obudów ścianowych w KW ZRP-Bieruń, Autorzy pragną wywołać dyskusję nad problematyką zmechanizowanych obudów ścianowych dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu. Problematyka jest istotna z uwagi na pogarszające się warunki górnicze (duże głębokości eksploatowanych pokładów, duże zagrożenie wstrząsami górotworu) oraz znaczenie zharmonizowanych norm z serii PN-EN 1804 [3] nie określających dodatkowych wymagań dla obudów do warunków zagrożenia „trzęsieniem ziemi". Rozporządzenie Ministra Gospodarki w sprawie BHP (§440 ust. 2) również mało precyzyjnie ujmuje wymaganie, w szczególności nie określa granicy energii wstrząsu od której należy przeprowadzić procedurę „upodatnienia". W dyskusji warto również umiejscowić pojęcia „trzęsienia ziemi", „wstrząsu górotworu", „tąpnięcia", na które powołują się niektóre dokumenty.

Przyjęte i stosowane w KW ZRP-Bieruń kryteria projektowe, jako procedury własne w ocenie Autorów przyczyniły się do poprawy bezpieczeństwa zmechanizowanych obudów ścianowych oraz typizacji rozwiązań. Ma to dodatkowy walor praktyczny w postaci istotnego ograniczenia ilości badań i opinii niezbędnych w procedurze wprowadzania obudowy do eksploatacji. Przyjmując procedury zakładowe KW ZRP-Bieruń wykonano szereg badań dodatkowych obudowy i jej elementów, które potwierdziły słuszność przyjętych w kryteriach wymagań dodatkowych.

Literatura

1. Biliński A., Kostyk T., Prusek S.: Zasady doboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych. Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG. Katowice nr 3(31) 1997.
2. Gil J.: Analiza przepływów w układach ograniczających ciśnienie przestrzeni roboczej stojaka hydraulicznego w zmechanizowanej obudowie ścianowej. Rozprawa doktorska. Kraków 2014.
3. Polskie normy serii PN-EN 1804-1, 2, 3+A1:2010 i 2012.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. nr 139, poz. 1169 z 2002 r. ze zmianami Dz. U. nr 124, poz. 863 z 2006 r. i Dz. U. nr 126, poz. 855 z 2010 r.).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Stoiński K., Kostyk T.: Sposób określenia upodatnienia sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej - metodą analityczną. Maszyny Górnicze nr 3, Gliwice 2005.
6. Szurgacz D.: Próba określenia dynamicznej mocy stojaka zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonego do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu – artykuł dyskusyjny. Prace naukowe GIG 1/2011.

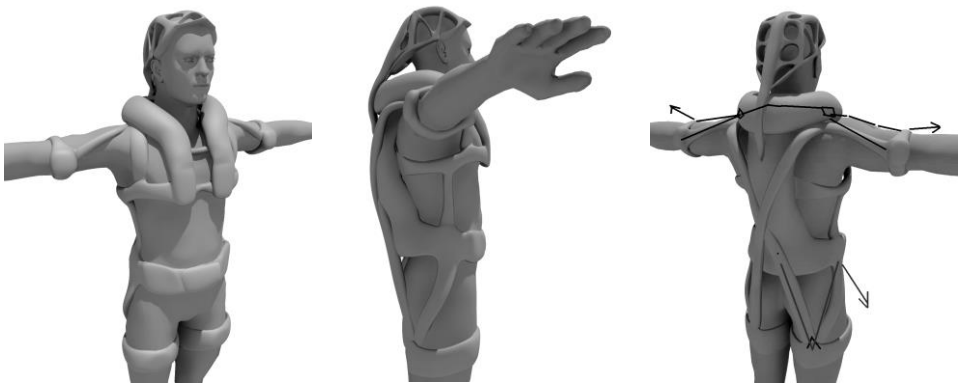
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

„Exonik” - pneumatyczna kamizelka stabilizująca dynamicznie układ ruchu człowieka

Michał Pelczarski – Politechnika Wrocławska

1. Wstęp



Rys.1. Wizualizacje pierwszego modelu kamizelki wersji V.1 [6]

Kamizelka „Exonik” jest modelem ultralekkiego egzoszkieletu, wyposażonego w moduły pneumatyczne (rys. 1). Obecnie wykonywane są prototypy części głównej korpusu wraz z opaskami udowymi. Kamizelkę zaprojektowano w celu:

- ochrony kręgosłupa przed jego nadmiernym zużywaniem się, na przestrzeni całego życia,
- sprężystego wspomagania utrzymywania naturalnych krzywizn kręgosłupa,
- ochrony krążków międzykręgowych kręgosłupa przed przeciążeniem,
- odciążania pracy mięśni przykręgosłupowych, umożliwiając ich regenerację, oraz regenerację ich przyczepów w strefie mięśni, ścięgien oraz kości,
- ochrony kręgosłupa oraz narządów wewnętrznych człowieka od negatywnych skutków wstrząsów oraz wibracji.

Systemy wspierania barków, poprzez opaski naramienne oraz szyi poprzez kask, nie są rozwijane. Natomiast moduł poduszki okołoszyjnej rozwijany jest z przeznaczeniem dla ochrony odcinka szyjnego, podczas urazów transportowych – głównie samochodowych. Podczas zderzeń komunikacyjnych, dochodzi, bowiem często do ekstremalnego przeciążenia wrażliwego odcinka szyjnego kręgosłupa, jeszcze zanim zaczną działać pneumatyczne poduszki samochodowe oraz pasy bezpieczeństwa. Głowa jest w takiej sytuacji obiektem o dużej masie, usytuowanym na bardzo wiotkim odcinku szyjnym, pozbawionym podparcia na kierunkach bocznych. Podparcie takie realizowane będzie właśnie dzięki pneumatycznej poduszce okołoszyjnej. Wstępne testy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wskazują, iż jej cechy geometryczne ulegną częściowej modyfikacji, lecz funkcja pozostanie nadal utrzymana.

2. Zagrożenia i okoliczności wypadków

Badania wskazują, iż najbardziej wypadkogenne czynności wykonywane w obrębie poziomych chodników transportowych, w 19% mają związek z przenoszeniem, a w 18% z podnoszeniem, opuszczaniem i toczeniem. W przypadku stanowiska górnika pracującego poza przodkiem ścianowym i chodnikowym oraz robotnika i cieśli górniczego, w 19% stwierdzono zachowania wysoko ryzykowne, w postaci ręcznego transportu zbyt ciężkich elementów. Na stanowisku kombajnisty chodnikowego, zachowania takie stwierdzono na poziomie 33,7%.

Innym znaczącym utrudnieniem jest mikroklimat panujący na znacznych głębokościach [3].

Wysoka temperatura środowiska pracy obniża czas efektywnej pracy górników. Powszechnie znane są praktyki nadmiernego redukowania odzieży ochronnej, celem zmniejszenia uciążliwości termicznych, a to świadczy najprawdopodobniej o nieprawidłowym funkcjonowaniu odzieży ochronnej w tych trudnych warunkach.

3. Geneza powstania kamizelki

Badania własne oraz innowacyjne poszukiwania nowych rozwiązań, autor oparł o metodę „strumieni sił", przekazaną mu przez profesora Wacława Zalewskiego, inżyniera i filozofa kształtowania konstrukcji, znanego powszechnie, jako projektanta katowickiego „Spodka".

Metoda „strumieni sił", zakłada kształtowanie konstrukcji, zgodne z naturalnymi przepływami sił. Metoda ta, naśladuje technikę stosowaną przez „naturę" i często daje bardzo estetyczne i niskoenergetyczne rozwiązania.

4. Budowa i testowanie prototypów

Prototypy kamizelki szyte są przez firmę Mitko z Wodzisławia Śląskiego. W lutym 2014 roku, zakończone zostały wstępne badania wersji V1, przeprowadzane na ok. 30 osobach reprezentujących różne zawody, takie jak: górnik kamieniołomu, archeolog, opiekun osoby niepełnosprawnej, szewc, kaletnik oraz muzyk.

W wyniku badań wprowadzono udoskonalenia, wskutek czego powstała druga wersja kamizelki – V.2. Obecnie, w związku z prowadzeniem badań na wersji V.2, Politechnika Wrocławska i AWF Wrocław, podpisały umowę

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

intencyjną o wzajemnej współpracy. Trwają badania na fizjoterapeutach AWF w przychodni „Kreator" we Wrocławiu.

5. Fakty uzasadniające powstanie kamizelki

Poniżej wymieniono dwanaście istotnych faktów, uzasadniających potrzebę stworzenia kamizelki:

a) konsekwencją pionowej pozycji człowieka, jest fakt, iż nasze ciało posiada niedoskonałości w konstrukcji mięśniowo-szkieletowej. One to w połączeniu z coraz dłuższym czasem życia i nieprawidłowymi modelami zachowań, przyczyniają się do masowych problemów ortopedycznych występujących we wszystkich społeczeństwach na świecie. W środowiskach lekarskich mówi się o epidemii schorzeń układu ruchu [4],

b) jedną z najpoważniejszych ewolucyjnych niedoskonałości jest zakrzywiona kolumna kręgosłupa, pełniąca rolę kolumny, jak również sprężyny, chroniącej mózg człowieka przed wstrząsami,

c) kręgosłup człowieka zbudowany jest z wielu elementów ruchomych, tworzących łańcuch kinematyczny, a łącznikami zapewniającymi tę ruchomość są m.in. krążki międzykręgowe [1],

d) począwszy od drugiego roku życia, u każdego człowieka, postępuje starzenie się krążków międzykręgowych kręgosłupa. Nie są one odżywiane układem krwionośnym lub limfatycznym, a więc w ciągu życia człowieka nie zachodzi żaden proces ich regeneracji,

e) każdorazowe zwiększenie krzywizny wybranego odcinka kręgosłupa, powoduje zwiększenie kątów obrotu kręgów, i wzrost nacisku na wewnętrzne (bliższe geometrycznego środka krzywizny) krawędzie krążków międzykręgowych,

f) z uwagi na esowatą geometrię kręgosłupa, każdorazowe obciążenie jego kolumny, wywołuje w nim ściskanie oraz zginanie. Efektem widocznym tego rodzaju obciążeń, jest jego dalsza deformacja widoczna, jako postępujący wzrost krzywizny,

g) krzywizna odcinka lędźwiowego zwiększa się m.in. pod wpływem następujących obciążeń: od ciężaru płodu (u kobiet w ciąży), od ciężaru tkanki tłuszczowej (u osób z nadwagą), od ciężaru dźwiganego oburącz ładunku oraz podczas skoków, od ciężaru własnego górnej części ciała (znajdującej się ponad odcinkiem lędźwiowym) zwielokrotnionego współczynnikiem przeciążenia,

h) krzywizna odcinka piersiowego, zwiększa się m.in. pod ciężarem dźwiganego oburącz ładunku oraz podczas skoków, od ciężaru własnego górnej części ciała (znajdującej się ponad odcinkiem szyjnym) zwielokrotnionego współczynnikiem przeciążenia,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

i) wstrząsy o pionowym wektorze, działające na człowieka stojącego oraz siedzącego można traktować, zdaniem autora, jako odpowiednik dynamicznych skoków,

j) podczas pochylania się, korpus człowieka obraca się wokół stawu biodrowego, a mięśniami utrzymującymi układ w równowadze są m.in. dwa główne mięśnie grzbietu, zwane prostownikami grzbietu. Niekorzystną cechą jest, iż odległość tych ważnych mięśni od osi obrotu jest względnie mała i wynosi ok. 5 cm [2]. Powoduje to powstawanie w nim dużych sił rozciągających a tym samym dużych sił ściskających kręgosłup. Praca tego układu, z punktu widzenia mechaniki, posiada niską wydajność,

k) mięsień wypoczęty i zregenerowany zachowuje większą elastyczność, pracując w zakresie bezpiecznym, a tym samym posiada bufor bezpieczeństwa podczas sytuacji urazogennej,

l) mała częstotliwość wykonywania specyficznych, nietypowych czynności, może przyczyniać się do zwiększonej liczby kontuzji, z uwagi na słabe przygotowanie układu ruchu do nietypowych obciążeń,

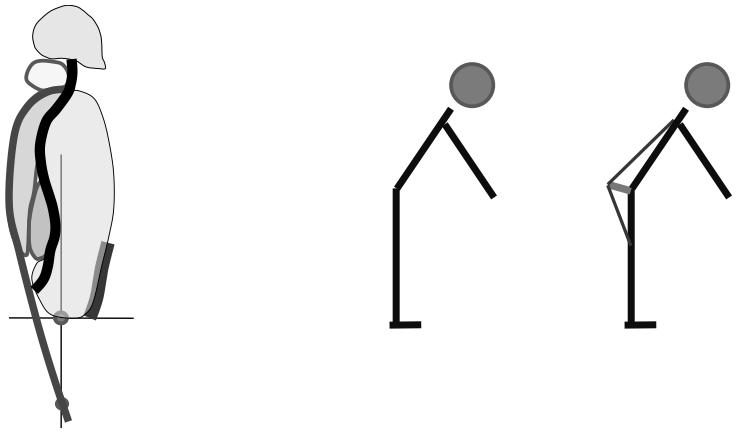
ł) kręgosłup silnie eksploatowanego, 25-cio letniego żołnierza, formacji sił specjalnych, posiada cechy mechaniczne, zbliżone do cech kręgosłupa sześćdziesięciolatka.

6. Zasada działania kamizelki

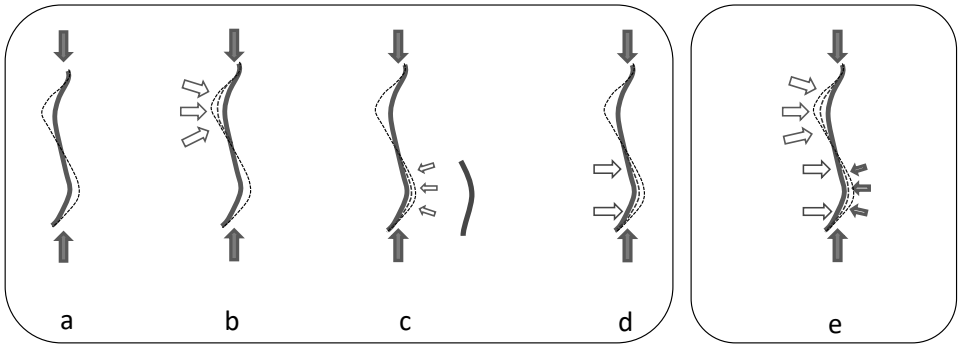
Kamizelka składa się z dwóch części – korpusu głównego oraz cięgien „doudowych". Korpus główny wyposażony jest w dwie, opcjonalnie trzy poduszki pneumatyczne: piersiową, lędźwiową oraz szyjną. Poduszki mogą być napełniane powietrzem lub innym ośrodkiem gazowym. Obecne modele, napełniane są powietrzem wdmuchiwanym przez użytkownika za pomocą zaworów. Korpus kamizelki wyposażony jest również w pas „nabrzuszny", zwiększający ciśnienie w tłoczni brzusznej.

Kamizelkę można stosować na dwa sposoby: w całości, gdy część główna kamizelki współpracuje z cięgnami „naudowymi" oraz w stanie rozłącznym, gdy stosuje się jedynie część główną. Na rysunku 2 przedstawiono przekrój kamizelki oraz zasadę pracy cięgien „doudowych". Cięgna te tworzą prętowo-cięgnowy system, który sprawnie przenosi siły powstające od obciążenia. Praca cięgien realizowana jest na znacznie większym ramieniu, licząc od osi obrotu. W systemie takim, generują się mniejsze siły, a cięgno dodatkowo wyposażone jest w sprężynę magazynującą energię. Wpływ poszczególnych poduszek pneumatycznych na pracę kolumny kręgosłupa przedstawiono na rysunku 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Przekrój kamizelki oraz zasada pracy cięgien „doudowych”
[źródło: opracowanie własne nie publikowane]



Rys.3. Wpływ poszczególnych poduszek pneumatycznych na pracę kolumny kręgosłupa; *„a”- faza odkształconego kręgosłupa pod wpływem sił ściskających, „b”- wpływ pneumatycznej poduszki piersiowej na ograniczenie krzywizny piersiowej kręgosłupa, „c”- wpływ tłoczni brzusznej na zmniejszenie krzywizny lędźwiowej kręgosłupa, „d” - wpływ poduszki lędźwiowej na redukcję krzywizny lędźwiowej, „e” - całościowy wpływ poduszek oraz pasa „nabrzusznego” na dynamiczną stabilizację kręgosłupa* [źródło: opracowanie własne nie publikowane]

7. Zalety stosowania kamizelki

Przedstawiana kamizelka posiada liczne możliwości stosowania. Niektóre z nich mogą znaleźć bezpośrednie zastosowanie, jako ochrona górników podczas pracy lub jako wspomaganie ich podczas odpoczynku lub rehabilitacji. Poniżej wymieniono kilka istotnych zalet:

– kamizelka może być stosowana w rehabilitacji oraz może wyraźnie skrócić czas trwania leczenia. Kamizelka daje użytkownikowi dodatkowy mięsień grzbietowy, który pozwala na zmniejszenie sił ściskających, działających na kręgosłup,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- pneumatyczne poduszki kamizelki sprężyście ograniczają odkształcenia kręgosłupa, zmniejszając tym samym obciążenia krążków międzykręgowych,
- kamizelka zwiększa sztywność korpusu, dając mu podparcie i odciążenie mięśni około kręgosłupowych,
- kamizelka cechuje się niskim ciężarem własnym wynoszącym od 1500 do 2500 gramów.
- kamizelka wymusza utrzymanie prawidłowej postawy podczas odpoczynku lub w czasie pracy. Wymuszenie to ma charakter dynamiczny, bowiem jej działanie intensyfikuje się w miarę wzrostu krzywizny kręgosłupa,
- kamizelka może pełnić rolę ochronną, dla przeciętnego użytkownika (o niskiej ruchomości, nieelastycznych stawach i słabym gorsecie mięśniowym) podczas wykonywania typowych czynności pozazawodowych o częstotliwości tygodniowej i rzadszej, takich np. jak: odkurzanie, długotrwała praca w kuchni, transport zakupów, budowa własnego domu, prace w ogrodzie, przeprowadzka itp.,
- dzięki wbudowanym w cięgna „doudowe" sprężynom, kamizelka posiada zdolność absorbowania energii, która oddawana jest w krytycznej fazie podnoszenia ładunku.

Zastosowania kamizelki adresowane są głównie do następujących zawodów: pracowników fizycznych, górników, pracowników budowlanych, spawaczy, posadzkarzy, pracowników zatrudnionych przy linii produkcyjnej, magazynierów, bagażowych w portach lotniczych, fryzjerów, krawcowych, kasjerów, kierowców zawodowych, pracowników służb leśnych, służb mundurowych, wojskowych oraz służb specjalnych, służb ratowniczych, muzyków, chirurgów, stomatologów, pielęgniarek i fizjoterapeutów.

8. Badania własne

Badania realizowane przez autora realizowane były na przedstawicielach różnych zawodów, na osobach z bólem oraz podczas własnych eksperymentów, zarówno subiektywnych – związanych z własnymi odczuciami i obiektywnych – przy użyciu siłomierzy. W badaniach stosowano dwie wersje kamizelki: kamizelkę w całości z opaskami „naudowymi" oraz wersję częściową bez opasek.

Działanie kamizelki w zakresie rehabilitacji pourazowej, przetestowane zostało przez autora w trakcie rekonwalescencji (po urazie od wstrząsów rowerowych), podczas wielokrotnego przenoszenia ciężkich ładunków po schodach lub na szlakach górskich oraz w trakcie jazdy na nartach. Kamizelka redukowała wyraźnie poziom bólu i pozwalała na zdecydowanie swobodniejsze działania, bez obawy pogłębienia lub odnowienia kontuzji. Kamizelka w połączeniu z systemem wspomagania kolana testowana była również podczas

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

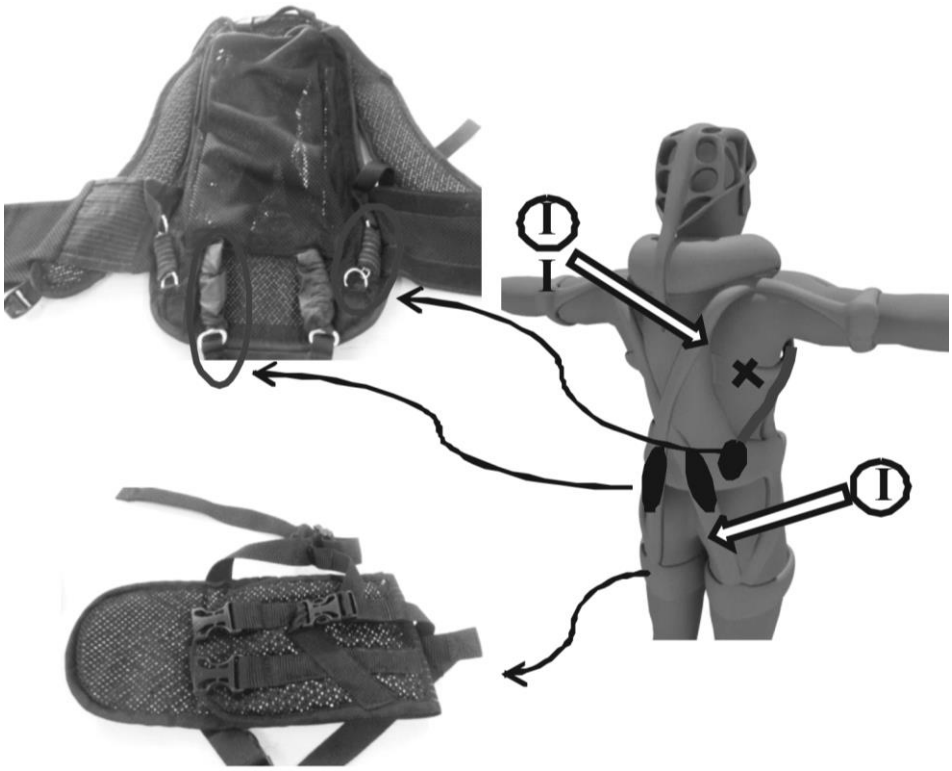
wchodzenia i zbiegania ze szlaków górskich. Korpus kamizelki znakomicie tłumił wówczas wszelkie wstrząsy i wibracje, zapewniając sprężystą reakcję ciała na dynamiczne obciążenia pionowe. Kamizelka wydatnie zwiększała stabilność kolumny kręgosłupa, pozwalając na ponadnormatywne obciążenia i doskonale zabezpieczając wrażliwe układy ruchu.

Ogólny, wygląd prototypu kamizelki przedstawiono na rysunku 4. Na rysunku 5 widoczne są cięgna „naudowe" „I" (oznaczone dalej symbolem $F'x$) oraz diagonalne „II" (oznaczone dalej symbolem $F''x$). To właśnie na nich umiejscowiono tensometry pozwalające na odczyt sił generujących się w troczkach. Krzyżykiem oznaczono zlikwidowane cięgno, które zamieniono na klasyczną szelkę. Nowością w stosunku do wersji V.1 są tu sprężyste mocowania szelek w korpusie kamizelki. Dzięki takiemu rozwiązaniu, szelki posiadają dużą podatność, co pozwala likwidować nieprzyjemne wrażenie ucisku działającego na ciało użytkownika. Podatność ta potrzebna jest z uwagi na przemieszczenia poziome barku względem korpusu, jakie mają miejsce podczas schylania się człowieka.

Badania prowadzone przez autora, na osobach z bólami około kręgosłupowymi, wykazały, iż uczucie ulgi „przychodziło" już po kilkugodzinnym stosowaniu kamizelki, a ból zanika często całkowicie (na przestrzeni 1 miesiąca) po okresie kilkudniowego stosowania, w minimalnym czasie stosowania – 1 godzina dziennie.

Rys.4. Autor w kamizelce „Exonik", podczas dźwigania bala, na szlaku górskim w Karpaczu. Widoczne są cięgna „naudowe", korpus znajduje się pod plecakiem [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5. Model pierwowzoru kamizelki „Exonik” [6]

Wśród badanych osób, najbardziej miarodajne były: 23-letnia pianistka, matka 25-letniej osoby z porażeniem mózgowym, 40-letni szewc z nadwagą, 40-letni pracownik kamieniołomu, 40-letnia sprzątaczka (z licznymi przepuklinami jądra miażdżystego krążków międzykręgowych) oraz grupa sześciu archeologów w różnym wieku.

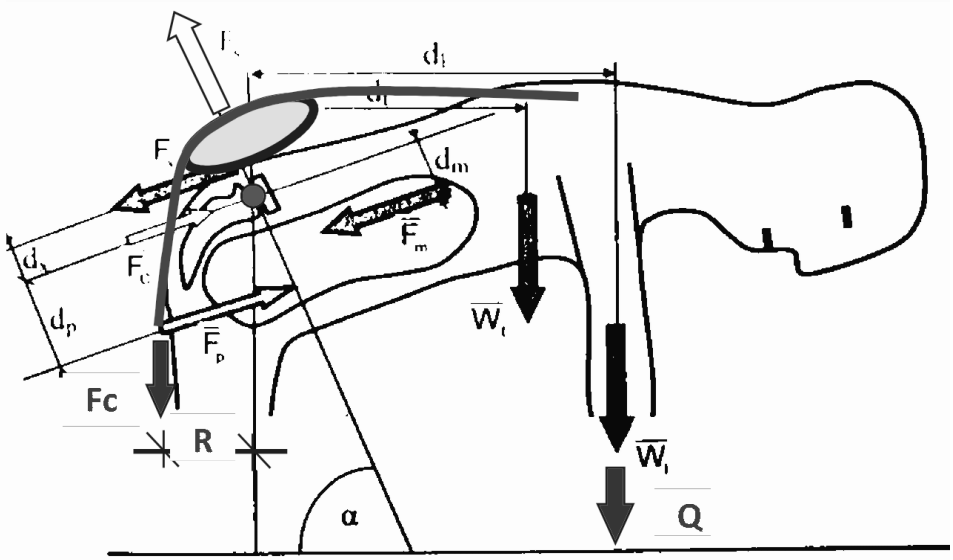
9. Wyniki badań tensometrycznych

Obiektywne badania, realizowane były przez autora, za pośrednictwem 4 siłomierzy tensometrycznych, wmontowanych w cięgna kamizelki i połączonych z przenośną stacją nagrywającą. Wyniki z karty przenoszone były następnie do programu czytającego, a stąd do arkusza kalkulacyjnego typu excel. Przed badaniem, siłomierze były testowane i skalowane, tak by możliwe było prawidłowe określenie współczynnika skali. W poniższych badaniach współczynnik wyniósł 30, tzn. 30 jednostek siłomierza odpowiada 1 kG siły realnej (kilogram siły 1 kG ≈ 9,81 N).

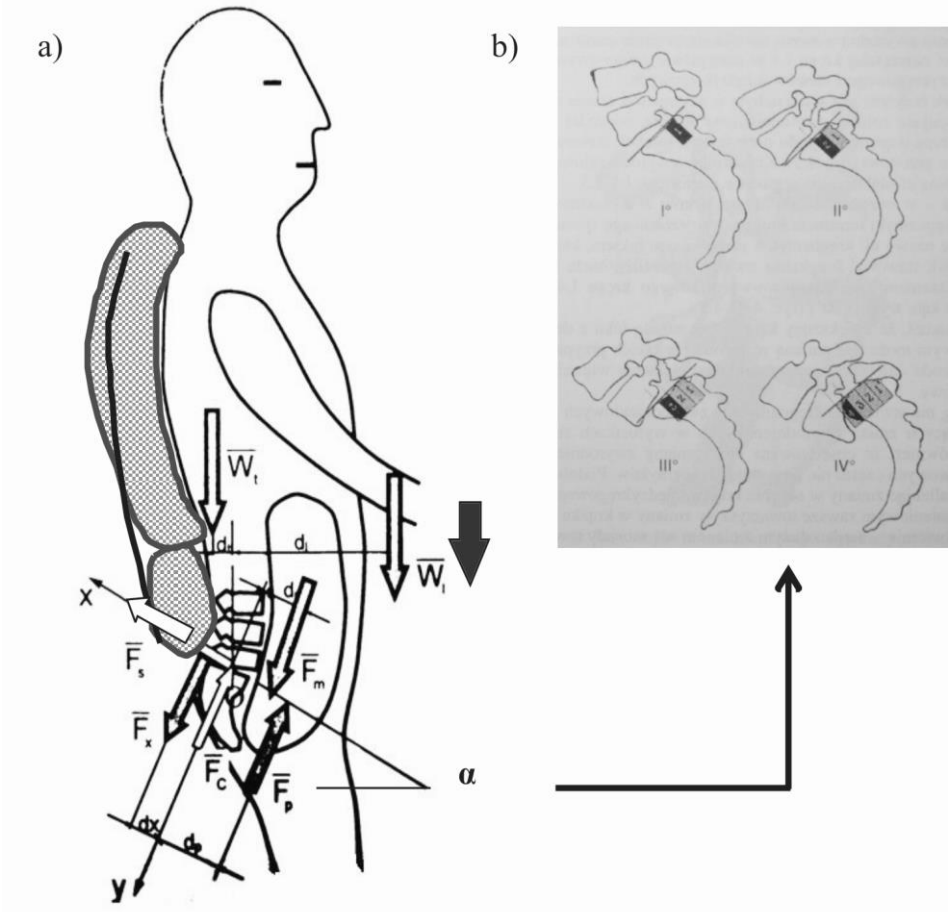
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dla celów obliczeniowych wybrany został model Stotte'a przedstawiony na rysunkach 6 i 7. Model przedstawia sytuację, gdy człowiek w kamizelce „Exonik" znajduje się w pozycji pochylonej, obciążony siłami ciężaru własnego „*Wt*", ciężarem kończyn górnych „*WI*" oraz ładunku „*Q*". Przedstawiana sytuacja opisuje moment podnoszenia dziecka. Model na rysunku 7a dobrze obrazuje również niekorzystne oparcie kolumny kręgosłupa na powierzchni dysku, między kością krzyżową „S1"oraz kręgiem części lędźwiowej „L5", które w pozycji pionowej przebiega pod kątem alfa równym ok 11° - 19° [2]. Stan taki zachodzi jedynie u człowieka i jest jedną z przyczyn powstawania kręgozmyków, rysunek 7b według [7]. Kolor czarny przedstawia stopniowo przesuwający się punkt największej koncentracji naprężeń i postępujące zsuwanie się kręgi „L5" po kości „S1".

Stosowanie kamizelki podczas obciążeń dynamicznych, takich jak np. skoki lub dynamiczna jazda na nartach, zwiększa sztywność korpusu. Pneumatyczna poduszka piersiowa oraz lędźwiowa połączone lekkim stelażem, stanowią pneumatyczną belkę przejmującą siły poprzeczne, ścinające pierścienie międzykręgowe. Jedną z takich sił działającą na poziomie kręgu „L5" uwidoczniono na rysunku 6, jako siłę „*Fs*".



Rys.6. Model obciążenia kręgosłupa wg Stotte'a [2] uzupełniony o cięgno i pneumatyczną komorę lędźwiową

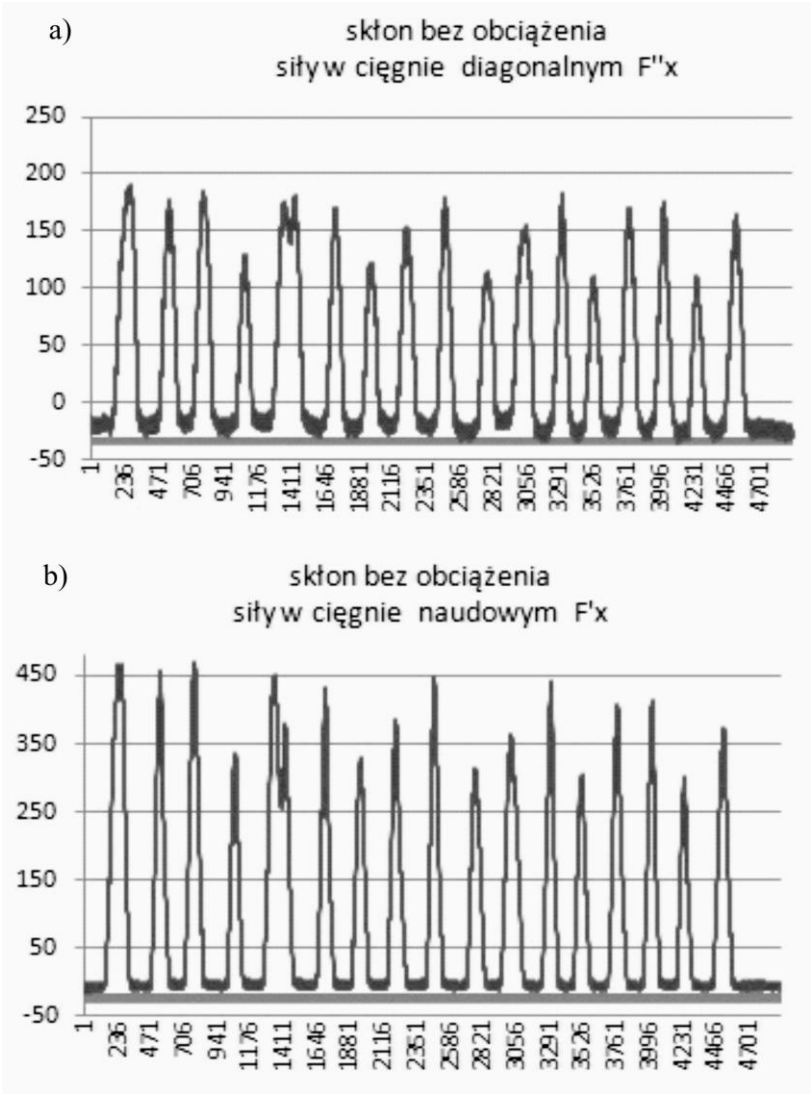


Rys.7. Model obciążenia kręgosłupa wg Stotte'a [2], *a) gdy człowiek znajduje się w pozycji pionowej, obciążony siłami ciężaru własnego „Wt" oraz ciężarem kończyn górnych „W_{I}" oraz ładunkiem „Q", b) schematy postępującego zaawansowania kręgozmyków* [7]

Poniżej, przedstawiono dwa zestawy wykresów sił, wygenerowanych w siłomierzach w cięgnie naudowym oraz w cięgnie diagonalnym, w dwóch sytuacjach obciążeniowych. Pierwsza, gdy badany wykonuje skłon i podnosi się kilkukrotnie (rys. 8) oraz druga, gdy badany podnosi ciężar sprzed siebie i go opuszcza (rys. 9). W przypadku pierwszym: badany (o masie 73 kg) pochyla się i jego ręka sięga podłoża po prawej stronie, następnie podnosi się, po czym pochyla się i ręka sięga podłoża po lewej stronie a następnie obie ręce sięgają podłoża równocześnie. Rzędną należy dzielić, przez liczbę 30 aby otrzymać wynik w kG. Przebieg wykresów (rys. 8) przedstawia sprężyste cechy systemu, który „ładuje się" określoną siłą, podczas pochylania korpusu, a następnie zwraca dokładnie taką samą siłę podczas podnoszenia. Z wykresów

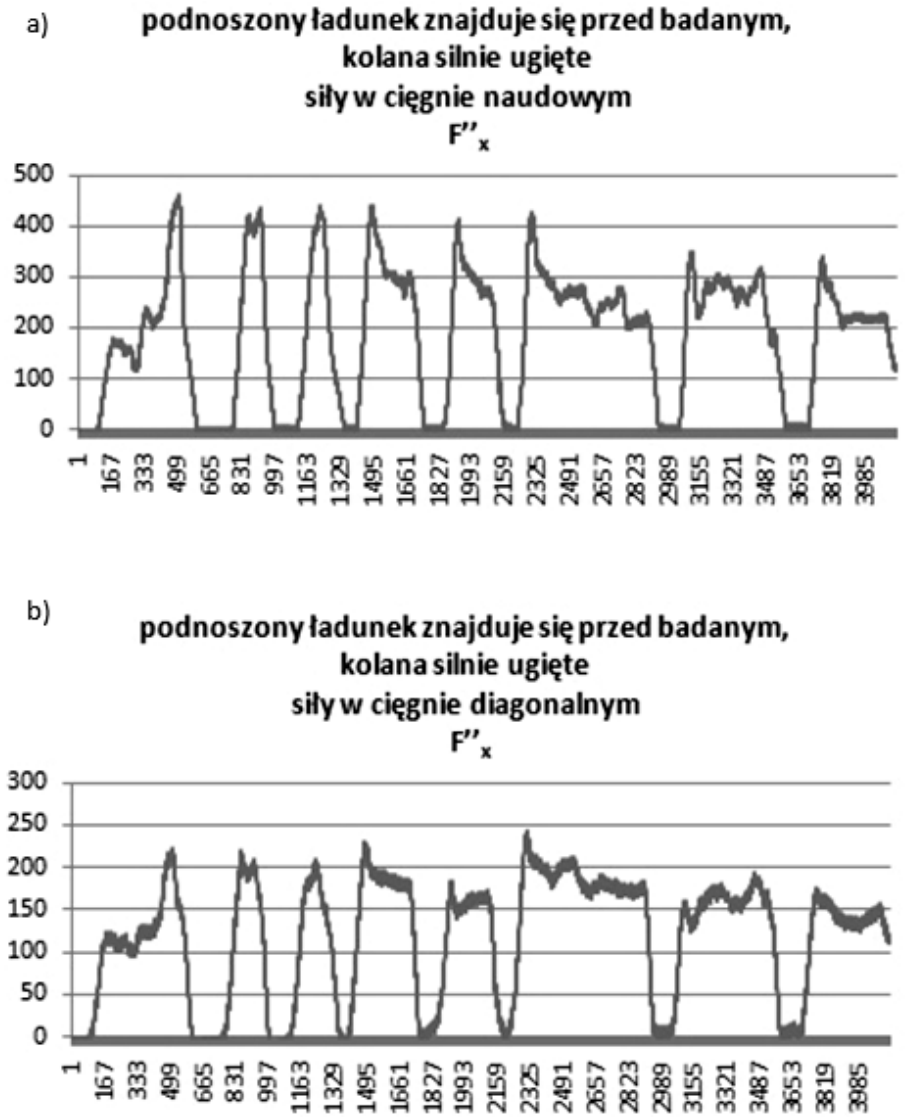
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

można odczytać, iż siła $F''x$ = 6 kG, $F'x$ = 15,63 kG. W przypadku drugim, badany (o masie 73 kg) wykonuje cykl: ugięcie kolan, podniesienie, opuszczenie ciężaru 14 kG. Przebieg wykresów (rys. 9) przedstawia sprężyste cechy systemu, który ładuje się określoną siłą podczas pochylania korpusu a następnie zwraca dokładnie taką samą siłę podczas podnoszenia. Ładowanie się sprężyn kamizelki „Exonik" jest pełniejsze dzięki silnemu ugięciu kolan. Z wykresów można odczytać, iż siła $F''x$ = 7,33 kG, $F'x$ = 15 kG. Przebieg wykresu obrazuje powolniejsze oddawanie energii sprężyny niż miało to miejsce na rysunku 9.



Rys.8. Wykresy sił w cięgnie diagonalnym a) oraz cięgnie naudowym b), odczytane w pozycji skłonu [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.9. Wykresy sił w cięgnie diagonalnym a) oraz cięgnie naudowym b) przeprowadzone w trakcie podnoszenia ładunku o masie 14 kg zlokalizowanego tuż przed badanym (o masie 73 kg)[6]

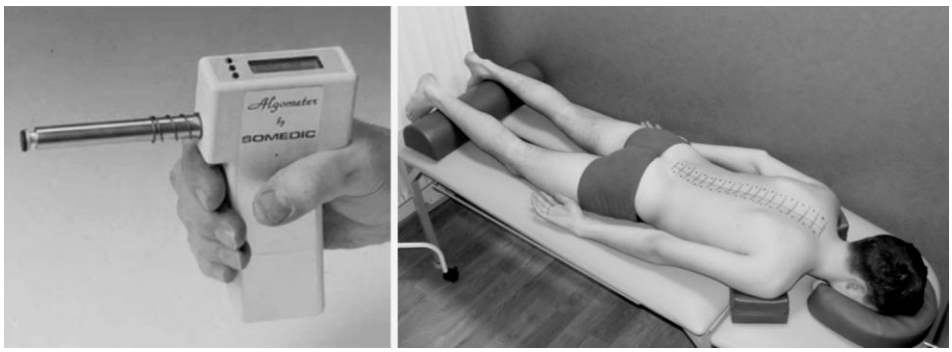
Podsumowując, badania tensometryczne oraz obliczenia statyczne na modelu Stotte'a wykazały, iż spadek sił w prostownikach grzbietu wyniósł ok. 25% czyli w przypadku osoby o masie 73 kg schylającej się do pełnego skłonu, bez obciążenia zewnętrznego, siły w prostownikach redukowane były z ok. 332 kG do ok 248 kG. I co najważniejsze, modele prętowo cięgnowe widoczne na rysunku 2 oraz rysunku 6 ukazują, iż siły te są inaczej rozdystrybuowane w ciele człowieka i nie powodują odciążenia wyłączającego lub „rozleniwia-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

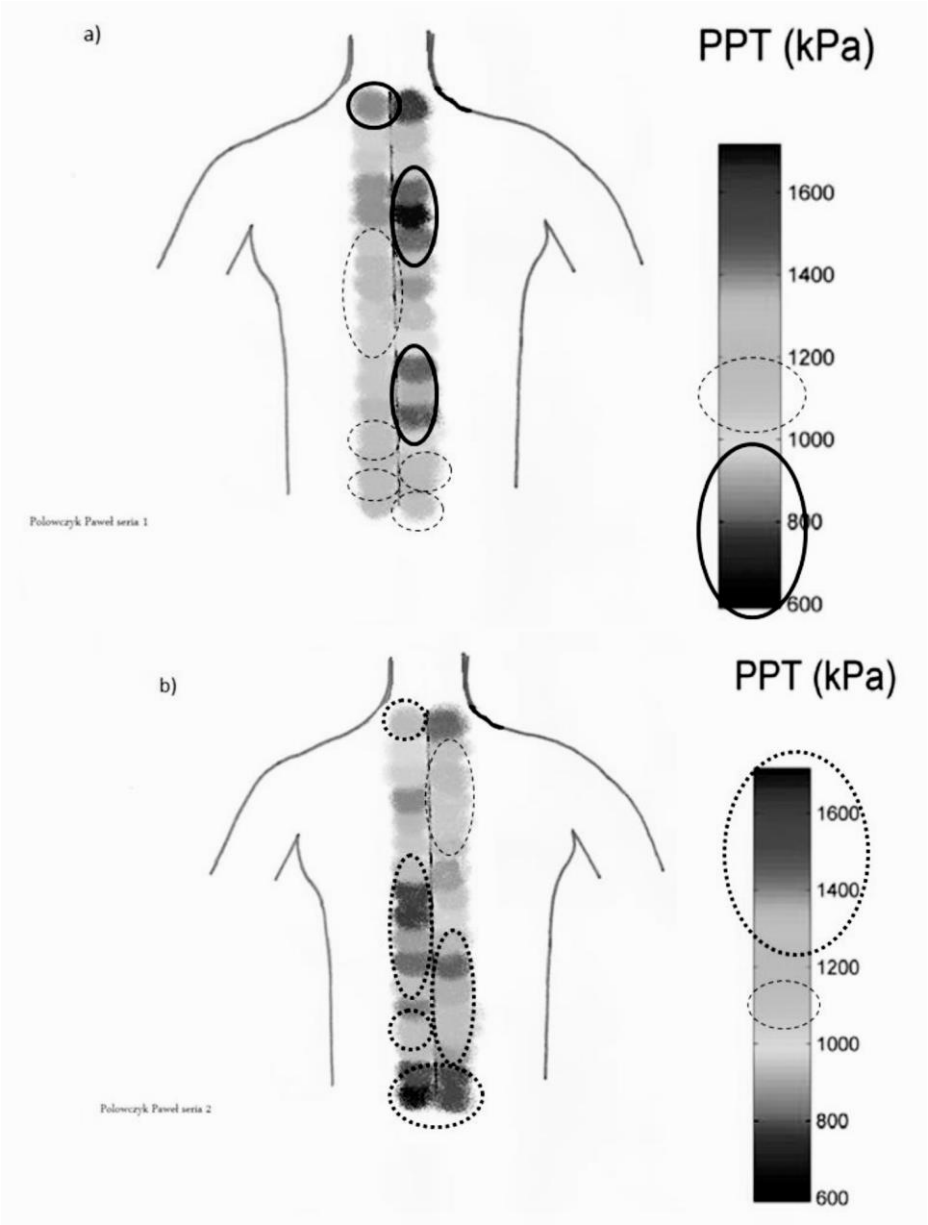
jącego" mięśnie układu ruchu. Ogólnie można powiedzieć, iż dzięki kamizelce, model nośny człowieka wyposażony jest w dodatkowy układ zewnętrznych cięgien realizujących pracę na większym ramieniu od osi obrotu stawu biodrowego. Dzięki temu siły generujące się w cięgnach ulegają obniżeniu, a ich napięcie generuje sprężysty docisk stabilizujący „esowatą" kolumnę kręgosłupa, w trakcie przenoszenia ściskania. Przy okazji, redukowane są obroty międzykręgowe kręgosłupa, z uwagi na to, że do kolumny kręgosłupa umocowana sprężyście jest kolumna pneumatyczna. Przedłuża to żywotność dysków międzykręgowych, chroni je przed nadmiernym zużywaniem, pękaniem ich pierścieni i przepuklinami.

10. Badania AWF Wrocław

Badania prowadzone na grupie ok. 12 masażystów, wykazały spadek bolesności mięśniowej prostowników kręgosłupa, po 5 dniach stosowania kamizelki w czasie ok. 7 godzin dziennie. Subiektywnej oceny progu bolesności dokonano za pośrednictwem urządzenia o nazwie algometr (rys. 10). Poniżej przedstawiono wyniki graficzne takich badań przeprowadzonych na jednym z sześciu masażystów (rys. 11). Schematy przedstawiają wyniki badania bolesności mięśniowej przeprowadzone przez doktoranta Andrzeja Milańczyka oraz jego promotora, Ewę Demczuk-Włodarczyk – Dziekana Wydziału Fizjoterapii AWF we Wrocławiu. Kolory czerwone (odcień szarości w zakresie skali 600-800 kPa) oznaczono obszarami, linią ciągłą. Ciemne kolory niebieskie (odcień szarości w zakresie skali 1400-1600 kPa) oznaczono kropkowaną linią przerywaną. Jaśniejsze kolory zielone (odcień szarości w zakresie skali 1100 - 1200 kPa) oznaczono wyraźną linią przerywaną. Wyniki badania pokazują, że w odcinku lędźwiowym i piersiowym (schemat - a) masażysta początkowo nie był w stanie przyjąć większych nacisków głowicy niż 6 – 8 kG/cm^2, po czym po 5 dniach stosowania kamizelki (schemat - b) naciski te mogły ulec zwiększeniu do 14 –16 kG/cm^2.



Rys.10. Algometr elektroniczny Somedic®. Pozycja badanego przygotowanego do oceny bolesności. Widoczne są punkty referencyjne



Rys.11. Przykładowe wyniki badania bolesności mięśniowej przeprowadzone na jednym z 6 masażystów, *a) wyniki badania przed stosowaniem kamizelki, b) wyniki badania po pięciodniowym stosowaniu kamizelki*

Z badań przedstawionych w [5] wynika, iż algometr jest obiektywnym przyrządem, służącym do oceny progu bólowego oraz analizy postępu terapii, a także porównywania skuteczności działania różnych zabiegów u pacjentów z określonymi jednostkami chorobowymi.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wnioski z badań pilotażowych doktoranta A. Milańczyka brzmią następująco: „W wyniku 5-cio dniowego zastosowania zewnętrznego stabilizatora pneumatycznego „Exonik" doszło do, istotnej statystycznie, redukcji bolesności mięśniowej – wyrażonej podwyższonym progiem wrażliwości mięśnia na ból (PPT - pressure pain threshold) (rys.11)".

Wyniki ankiety wykazały również potrzebę poprawy wygody stosowania, czyli poprawy ergonomii kamizelki. Inwestor, firma Mitko, zaproponowała kontynuację projektu „Exonik" i gotowość do sfinansowania wersji V.3 z niezbędnymi poprawkami konstrukcyjno – funkcjonalnymi.

11. Wentylacja kamizelki

Poza wzmożonym wysiłkiem fizycznym wiadomo, iż problem obciążenia termicznego górników jest kluczowym elementem wpływającym na efektywność i poziom bezpieczeństwa pracy. Stosowane obecnie sposoby chłodzenia ciała realizowane są poprzez zapewnianie odpowiedniej wentylacji i klimatyzacji chodników, stosowanie indywidualnych wkładów chłodzących w przypadku ratowników i znaczne redukowanie przez górników ubrań ochronnych z pozostawieniem szelek odblaskowych.

To ostatnie rozwiązanie, jakkolwiek niebezpieczne, pokazuje, iż mikroklimat wewnętrzny odzieży nie jest odpowiedni i doprowadza do przegrzewania się organizmu.

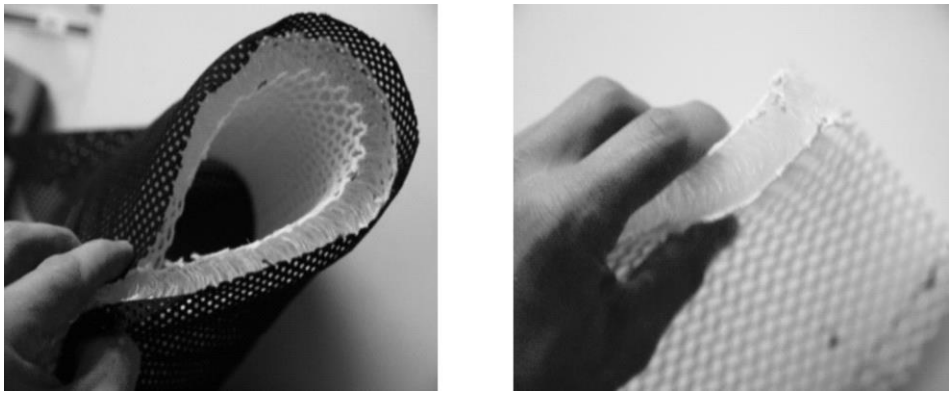
Aby rozwiązać problem odparzania i nadmiernego rozgrzewania się ciała, w miejscach styku z kamizelką, zastosowano przestrzenną, sprężystą matę 3d (rys. 12), która oryginalnie stosowana jest do przewietrzania i wentylacji obszarów pod materacowych w kabinie jachtu. Po jej zastosowaniu, zlikwidowany został efekt gwałtownego wzrostu temperatury, co powodowane jest wprowadzeniem w bezpośrednie pobliże ciała, relatywnie otwartej przestrzeni o grubości od 10 do 20 mm (zależnej od stopnia docisku maty do ciała).

Usunięcie efektu wzrostu temperatury, nie zlikwidowało problemu zawilgocenia odzieży. Autorską propozycją rozwiązania tego problemu jest zastosowanie wentylacji mechanicznej (rys. 13) pełniącej rolę pompy, odsysającej z warstwy przyściennej ciała, nasycone parą wodną powietrze. Czynnikiem chłodzącym matę jest tu przepływające powietrze, odbierające energię cieplną gromadzącą się we włóknach maty 3d.

Obecnie trwają badania autora z pomyślnymi rezultatami wstępnymi, przeprowadzanymi w warunkach mikroklimatu występującego w warunkach pomieszczeń użytkowych na powierzchni. W przypadku zastosowania w górnictwie konieczne będą badania w komorze klimatycznej odtwarzającej panujące pod ziemią warunki.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zastosowane materiały będą musiały spełniać wymogi odpowiednich norm bezpieczeństwa, a wentylacja elektryczna zamieniona zostanie na wentylację spełniającą wymogi Dyrektywy ATEX, definiującej wymagania zasadnicze produktów, przeznaczonych do stosowania w strefach zagrożonych wybuchem.



Rys.12. Siatka ochronna oraz mata oddychająca stosowana w przemyśle jachtowym [6]

Rys.13. Bateria wraz z wentylatorem przeznaczona do testowego wbudowania do kamizelki [6]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

12. Redukcja drgań i wibracji ciała

Kamizelka może pełnić również ochronę przed szkodliwymi wibracjami korpusu, wnikającymi do organizmu przez kończyny górne, nogi, miednicę, plecy i boki [3].

Dzięki zastosowaniu kamizelki, ochronę zwiększyć będą mogli również kierowcy, maszyniści i operatorzy, znajdujący się w pozycji siedzącej. Wtedy to, ich ciało pozbawione amortyzującego wpływu kończyn dolnych jest silnie narażone na wnikanie wibracji poprzez siedzisko.

Negatywne skutki zawodowej ekspozycji na drgania dotyczą zwłaszcza układu kostnego - obszaru lędźwiowego kręgosłupa i narządów wewnętrznych - najczęściej narządów układu pokarmowego i klatki piersiowej. Drgania mogą również wywołać zmęczenie, zaburzenia ostrości widzenia, zwiększenie czasu reakcji ruchowej i wzrokowej oraz zaburzenie koordynacji ruchowej [3]. W rozporządzeniu Ministra Pracy i Polityki Społecznej w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy, z dnia 6 czerwca 2014 r. [8], ustalono najwyższe dopuszczalne natężenie (NDN) czynników szkodliwych dla zdrowia i środowiska pracy. Stosowanie tego ograniczenia w ciągu 8 godzinnego dnia pracy i tygodniowego cyklu ma gwarantować brak ujemnych zdrowotnych zmian u badanego oraz jego dzieci. Wartości NDN równe sumie wektorowej skorygowanych częstotliwościowo przyspieszeń kierunkowych wynoszą 0,8 m/s^2 w 8 godzinnym czasie pracy oraz 3,2 m/s^2 w czasie 30 min.

Pracownik wyposażony w kamizelkę posiada zestaw sprężyście usztywniający korpus i zmniejszający ruchomość poszczególnych stawów kręgosłupa i stawu biodrowego. Sprężyste usztywnienie tłumi energię drgań i zmniejsza prawdopodobieństwo wprowadzenia organów wewnętrznych w częstotliwość rezonansową, co skutkować może zaburzeniem ich czynności lub poważnym urazem ich struktury.

13. Wnioski

Dzięki ultralekkiemu egzoszkieletowi „Exonik” układ nośny człowieka wyposażony jest w dodatkowy system cięgien zewnętrznych, realizujących pracę na większym ramieniu od osi obrotu stawu biodrowego. Dzięki temu, siły generujące się w cięgnach ulegają obniżeniu, a ich napięcie generuje sprężysty docisk stabilizujący „esowatą” kolumnę kręgosłupa w trakcie przenoszenia ściskania. Równocześnie korzystnie, redukowane są obroty międzykręgowe kręgosłupa, co przedłuża żywotność dysków międzykręgowych, chroni je przed nadmiernym zużywaniem, pękaniem ich pierścieni i ich przepuklinami. Obliczenia wykazały stopień odciążenia mięśni prostownika na poziomie ok. 25% pierwotnej siły w prostowniku (z siły 332 kG spadek do siły 248 kG).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Obecnie trwają prace nad modelem V.3 kamizelki, w którym projektant wraz z zespołem Mitko doprowadził do usunięcia mechanicznych i funkcjonalnych ergonomicznych niedogodności. W modelu tym wprowadzono również moduł wentylujący zasilany elektrycznie. Autor ma nadzieję, iż badania opisane powyżej, stanowiły będą dobre podłoże do przyszłych prób budowy i projektowania ultralekkiego egzoszkieletu dla górników kopalni polskich.

Literatura

1. Będziński R. i inni: Mechanika Techniczna - Biomechanika" T. XII, IPPT PAN, Warszawa 2011.
2. Gzik M.: Biomechanika kręgosłupa człowieka, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
3. Konopko W., praca zbiorowa: Bezpieczeństwo Pracy W Kopalniach Węgla kamiennego,T1, GIG, Katowice 2013.
4. Paluch R., Kuliński M., Michalski R.: „Obciążenia układu ruchu - Przyczyny i Skutki", PAN Komitet Ergonomii, Wrocław 2005.
5. Piotrkowicz J., Woźniak E., Wyszyński S., Federowicz P., dr n. med. Brzęk A. Opiekun Koła Naukowego przy Zakładzie Kinezjologii Katedry Fizjoterapii, ŚUM w Katowicach: VII wiosna z fizjoterapią, Badania podstawowe w rehabilitacji i fizjoterapii, Warszawa, 19 kwietnia 2013.
6. Pelczarski M.: „Badania wpływu pneumatycznej kamizelki stabilizującej Exonik V.2, V.3 na wybrane parametry biomechaniczne ciała użytkownika", XLII Ogólnopolska Konferencja Ergonomiczna OKE 2014, Wymiana Doświadczeń w Dziedzinie Ergonomii.
7. Rąpała K.: Zespoły bólowe kręgosłupa, Wydawnictwo Lekarskie PZWL, Warszawa 2004,2006.
8. Dz.U. 2014 poz. 817 - Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy, z dnia 6 czerwca 2014 r.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania kombajnu ścianowego typu KSW-800NE prowadzone w ramach projektu INERG

Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski – KOPEX Machinery S.A.

1. Wstęp

Wysokie wymagania związane z trwałością i niezawodnością maszyn mogą być spełnione tylko wtedy, gdy producent wyrobu dysponuje wystarczającą wiedzą praktyczną o możliwościach urządzenia. W celu pozyskania takich informacji przeprowadza się badania eksploatacyjne. Po ich zakończeniu, w celu udoskonalenia produktu niezbędne jest wprowadzenie korekt i poprawek do dokumentacji kolejnych egzemplarzy badanej maszyny.

Według najwyższych standardów ewolucja światowej jakości produktu jakim niewątpliwie jest kombajn KSW-800NE powinna odbywać się w zgodnej symbiozie klienta, nauki i przemysłu. Poprzez optymalny dobór zespołów badawczych i doświadczeń użytkownika uzyskuje się efekt synergii, by dzięki temu udoskonalić produkt zgodnie z oczekiwaniami rynku.

W rozdziale przedstawiono opis przebiegu badań eksploatacyjnych producenta maszyny, wyniki badań oraz wnioski dotyczące nowego kombajnu ścianowego typu KSW-800NE produkcji KOPEX Machinery S.A. (rys. 1).

Kombajn ścianowy KSW-800NE został zaprojektowany i wytworzony w ramach projektu INERG „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju". Zadanie realizowane jest w ramach konsorcjum ITG KOMAG, KOPEX Machinery oraz ELGÓR+ HANSEN.

Rys.1. Kombajn ścianowy typu KSW-800NE podczas badań eksploatacyjnych
[wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Cel i zakres

Badania eksploatacyjne maszyny polegały na prowadzeniu obserwacji pracy kombajnu w trakcie wydobycia, zbieraniu informacji rejestrowanych na karcie pamięci kombajnu, prowadzeniu prób pozwalających na sprawdzenie maksymalnych parametrów kombajnu, jak i określeniu parametrów eksploatacyjnych dla przodka ścianowego. Zebrane wyniki umożliwiły ocenę konstrukcji prototypu kombajnu oraz stanowią cenną pomoc w procesie rozwoju projektowo-konstrukcyjnym badanego obiektu.

Głównym celem badań było m.in. sprawdzenie w warunkach ściany wydobywczej:

- założonych parametrów konstrukcyjnych kombajnu ścianowego, możliwości pokonywania przeciążeń oraz zaburzeń na trasie przenośnika,
- prawidłowości przyjętych rozwiązań konstrukcyjnych,
- parametrów eksploatacyjnych kombajnu,
- parametrów pracy kombajnu: obciążenia silników elektrycznych oraz temperatury komór olejowych (przekładniowej i hydraulicznej).

3. Przedmiot badań

Badaniom eksploatacyjnym został poddany prototyp kombajn KSW-800NE zlokalizowany w KWK Murcki-Staszic na ścianie 25 pokład 334/2. Kombajn został wykonany zgodnie z dokumentacją techniczną i przeszedł próby stanowiskowe w KOPEX Machinery S.A.

Charakterystyka techniczna kombajnu ścianowego typu KSW-800NE (wersja dla KWK Murcki-Staszic) (źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

Lp.	Parametr	Wartość
1.	Zakres wysokości urabiania [m]	1,4÷2,6
2.	Zainstalowana moc [kW] – napęd organów urabiających [kW], – napęd posuwu [kW], – napęd hydrauliki [kW].	766 2x300 2x75 2x8
3.	Napięcie zasilania [V]	3300
4.	Średnica organów urabiających [mm]	1600
5.	Zabiór organów urabiających [mm]	800
6.	Siła posuwu [kN]	2x365
7.	Prędkość posuwu [m/min]	0÷30

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

9.	Masa [t]	~47,5

4. Badania eksploatacyjne

4.1. Warunki oraz sposób przeprowadzenia badań eksploatacyjnych

Próby i badania eksploatacyjne prototypowego kombajnu ścianowego KSW-800NE w ścianie 25 rozpoczęły się w dniu 03. 02. 2014 r. prowadzone były do dnia 28. 02. 2014 r. podczas uzgodnionych ze służbami kopalni zmian wydobywczych. Eksploatacja kombajnu prowadzona była w zmiennych i trudnych warunkach górniczo-geologicznych pozwalających w pełni sprawdzić jego przydatność i poprawność zastosowanych rozwiązań konstrukcyjnych.

W trakcie badań eksploatacyjnych prowadzony był nadzór konstruktorski w ścianie wydobywczej w celu pozyskania niezbędnej wiedzy o warunkach górniczo-geologicznych oraz specyficznych uwarunkowaniach wynikających z eksploatowanego pokładu węglowego.

Wyniki parametrów pracy maszyny zostały zarejestrowane na karcie pamięci zabudowanej na kombajnie.

4.2. Wyniki prób i obserwacji

Sprawdzenie założonych parametrów konstrukcyjnych, możliwości pokonywania przeciążeń oraz zaburzeń na trasie przenośnika

Badania eksploatacyjne potwierdziły właściwy dobór parametrów konstrukcyjnych kombajnu ścianowego. Maszyna wykazywała dużą zdolność do pokonywania zaburzeń górniczo-geologicznych. Pokonywanie pofałdowań wzdłużnych i poprzecznych nie przedstawiało problemów. Zainstalowane moce w ciągnikach oraz ramionach w pełni zaspokoiły potrzeby ściany wykazując duże zapasy, co pozwala na wykorzystanie kombajnu w ścianach o zmiennych warunkach górniczo-geologicznych. Kombajn KSW-800NE bardzo dobrze radził sobie w trudnych warunkach z przerostem kamienia w początkowym okresie eksploatacji. Podstawowe parametry kombajnu w tym okresie kształtowały się następująco:

Dane z karty pamięci kombajnu w okresie od 10. 02. 2014 do 15. 03. 2014 (źródło: opracowanie własne)

Tabela 2

	Wartości średnie [A]		Wartość nominalna [A]	Czas pracy w przeciążeniu [min]	
Prąd silnika ciągnika lewego	66,69	51%	130	72	1%

Prąd silnika ciągnika prawego	74,05	56%	130	395	6%
Prąd silnika organu lewego	33,14	44%	75	134	1%
Prąd silnika organu prawego	32,43	43%	75	120	1%

Sprawdzenie prawidłowości przyjętych rozwiązań konstrukcyjnych

Podczas eksploatacji kombajnu przyjęte rozwiązania konstrukcyjne zostały sprawdzone i ocenione. Kombajn pracował w trybie wyrównywania momentów obciążenia zgodnie z założeniem. W czasie pracy dokonano jedynie korekty układu regulacji dla trybu momentowego na podstawie analizy danych otrzymywanych z kombajnu.

Zintegrowany Blok Zasilania Energetycznego (BZE) działał prawidłowo. Przedmiotowy BZE wymagał jedynie niewielkiej korekty uchwytu bloku styczników, co zostało wykonane. Systemy komunikacyjne, jak transmisja Wi-Fi, czy dwukierunkowa transmisja danych z wykorzystaniem Ethernetu działały poprawnie i spełniły założenia projektowe. Transmisja danych do Kopex Machinery pozwoliła na bieżąco monitorować stan maszyny oraz wprowadzać odpowiednie korekty do jej działania jak np. wymieniona wcześniej korekta układu regulacji dla trybu momentowego przemienników częstotliwości.

W początkowym okresie eksploatacji sprawdzono również pracę kamer wizyjnych w kombajnie wraz z systemem przesyłu danych po sieci światłowodowej. System pracował poprawnie i spełnił założenia projektowe, niestety samo mocowanie kamery i reflektora wymaga modyfikacji.

Kompaktowe połączenie zespołów zostało sprawdzone w wyjątkowo trudnych i wymagających warunkach pracy. Podczas eksploatacji kombajnu występowały przerosty kamienia nawet do 90% wysokości ściany. Mimo takich warunków połączenie pozostawało sztywne i nie wykazywało tendencji do luzowania.

Dużym obciążeniom zostały poddane również jednostki trakcyjne wyposażone w przekładnie boczne z kołami bliźniaczymi. W trakcie pracy okazało się, że połączenie kół nie zachowuje wymaganej sztywności. Rozwiązanie zaproponowane doraźnie okazało się właściwe i po niewielkich korektach zostanie wprowadzone do seryjnej produkcji.

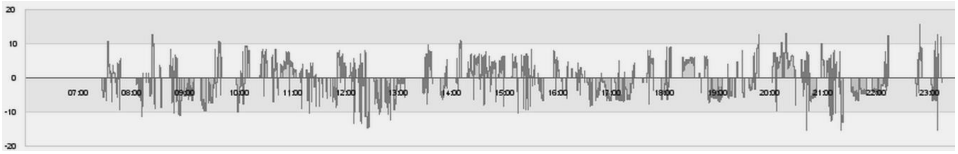
Zastosowana w kombajnie instalacja hydrauliczna z wzajemną rezerwacją okazała się bardzo wymagająca pod kątem serwisowalności w warunkach dołowych. Utrudniony dostęp do elementów wykonawczych, duże skomplikowanie układu oraz zdarzające się przekłamania wskazań poziomu

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

oleju wymusiły konieczność wprowadzenia niezbędnych modyfikacji. Wszystkie usprawnienia w działaniu układu hydraulicznego oraz w zastosowanych rozwiązaniach konstrukcyjnych były na bieżąco wprowadzane do maszyny w porozumieniu z użytkownikiem.

Określenie parametrów eksploatacyjnych kombajnu

W warunkach ściany 25 średnia prędkość posuwu w trybie wydobywczym kształtowała się na poziomie 4,53 m/min. Taka prędkość umożliwiała płynną pracę w trudnych wyjątkowo warunkach ściany. Z tego względu nie było możliwości zwiększenia prędkości posuwu kombajnu.

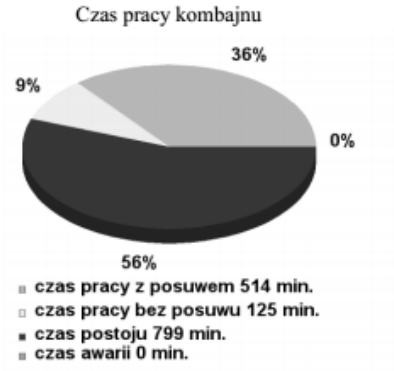


Rys.2. Prędkość kombajnu zarejestrowana dnia 25. 08. 2014 [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Na powyższym wykresie poprzez wprowadzenie wartości dodatnich/ ujemnych rozróżniono kierunek poruszania się maszyny. Maksymalna zarejestrowana prędkość wyniosła ok. 12,5 m/min.

Rejestracja podczas urabiania parametrów pracy kombajnu: obciążeń silników elektrycznych oraz temperatury komór olejowych (przekładniowej i hydraulicznej)

W trakcie pracy kombajnu zarejestrowano m.in. parametry pracy maszyny, takie jak: prędkość jazdy, obciążenie silnika organów, obciążenie silników posuwu, temperatury komór olejowych (przekładniowej i hydraulicznej) w trybie wydobywczym. Ze względu na dużą ilość danych poniżej przedstawiono przedmiotowe parametry z jednego dnia pracy.

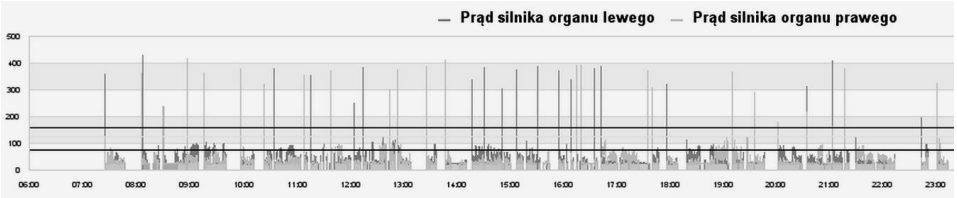


Rys.3. Czas pracy kombajnu zarejestrowany dnia 25.08.2014 w postaci wykresu kołowego [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Parametry pracy kombajnu zarejestrowane dnia 25. 08. 2014 (źródło: opracowanie własne)

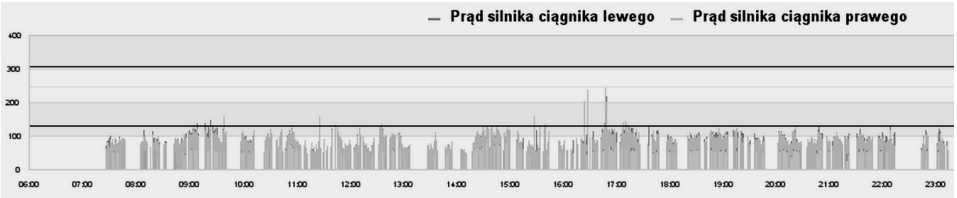
Tabela 3

	Wartości średnie [A]		Wartość nominalna [A]	Czas pracy w przeciążeniu [min]	
Prąd silnika ciągnika lewego	70,70	54%	130	1	0%
Prąd silnika ciągnika prawego	71,16	54%	130	0	0%
Prąd silnika organu lewego	35,80	47%	75	18	2%
Prąd silnika organu prawego	33,00	44%	75	11	1%
Prędkość kombajnu [m/min]	4,53				



Rys.4. Obciążenie silnika ramienia prawego i lewego [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Obciążenie silników organów zależnie od strony kształtowało się na poziomie 33 A ÷ 35,8 A. Większa wartość została zarejestrowana dla silnika ramienia lewego. Wartość nominalna silników 75 A. Widoczne piki na wykresie obrazują prądy rozruchowe silników organów.



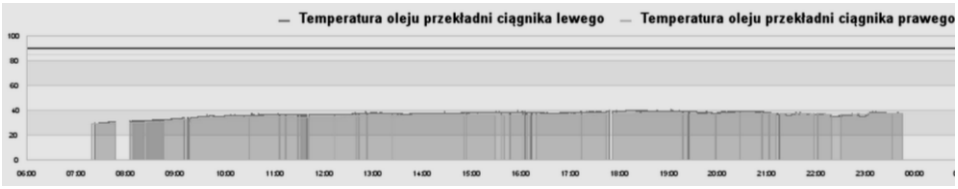
Rys.5. Obciążenie silnika ciągnika prawego i lewego [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Obciążenie silników posuwu dla strony prawej i lewej kształtowało się na poziomie 70,7 A ÷ 71,16 A. Wartość nominalna silników 130 A.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

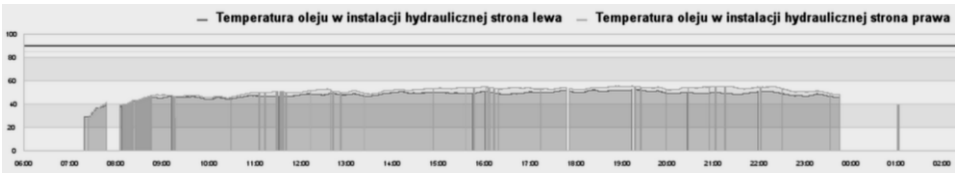
Rys.6. Temperatura oleju przekładni ramienia prawego i lewego [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Temperatura oleju ramienia lewego była wyższa i po stabilizacji wynosiła ok. 85°C.



Rys.7. Temperatura oleju przekładni ciągnika prawego i lewego [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Maksymalne temperatury ciągnika prawego i lewego po okresie stabilizacji są zbliżone i nie przekraczają 40°C.



Rys.8. Temperatura oleju w instalacji hydraulicznej strony prawej i lewej [wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu]

Maksymalne temperatury oleju instalacji hydraulicznej strony prawej i lewej są zbliżone i nie przekraczają 56°C.

5. Podsumowanie i wnioski

Dotychczasowa eksploatacja kombajnu prowadzona była w zmiennych i trudnych warunkach górniczo-geologicznych pozwalających w pełni sprawdzić jego przydatność i poprawność zastosowanych rozwiązań konstrukcyjnych. Wyjątkowo trudne warunki napotkano w początkowej fazie rozruchu kombajnu, w wyniku których pojawiły się nieliczne problemy i pozwoliły na weryfikację problematycznych rozwiązań. W tym okresie została również wykorzystana możliwość pracy kombajnu przy sprawnym jednym ciągniku napędowym. Na podstawie dotychczasowych doświadczeń z pracy maszyny można stwierdzić, że wszystkie parametry pracy kombajnu, jak zainstalowana

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

moc zapewniają odpowiedni zapas, gwarantując bezproblemowe urabianie zalegających skał.

Badania eksploatacyjne przeprowadzone w ścianie 25, w pokładzie 334/2 KWK „Murcki-Staszic" ruch „Boże Dary" pozwoliły na zebranie bogatego materiału badawczego w postaci raportów z obserwacji pracy kombajnu z wybranych zmian wydobywczych oraz z danych rejestrowanych w pamięci kombajnu. Na ich podstawie dokonano oceny m.in. prawidłowości przyjętych rozwiązań konstrukcyjnych, zdolności i zakresu możliwości pokonywania przeciążeń oraz określono parametry eksploatacyjne. Bogaty materiał badawczy pozwolił również na wyciągnięcie wniosków dotyczących dalszego rozwoju kombajnu KSW-800NE.

W badaniach eksploatacyjnych bardzo aktywnie uczestniczyli przedstawiciele użytkownika. Konstrukcja kombajnu została szczegółowo oceniona, a wnioski i uwagi pozwolą na dalsze doskonalenie maszyny. Efektem końcowym tych działań będzie nowoczesny kombajn ścianowy dostosowany do wymagających warunków panujących w niskich i średnich ścianach i zapewniający efektywną i wydajną eksploatację węgla w takich przodkach.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" (akronim INERG, umowa nr ZPB/5/64812/IT2/10), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. D-ZZM Z.10.1 Wydanie 1. Badania eksploatacyjne prototypu maszyny wydobywczej. Program prób i badań eksploatacyjnych. Górniczy Kombajn Ścianowy KSW-800NE. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, styczeń 2014.
2. W-ZZM Z.10.1 Wydanie 1. Badania eksploatacyjne prototypu maszyny wydobywczej. Sprawozdanie z przeprowadzonych prób i badań eksploatacyjnych. Górniczy Kombajn Ścianowy KSW-800NE. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, sierpień 2014.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania eksploatacyjne wybranych podsystemów kombajnu KSW-800NE

Teodor Winkler, Sławomir Bartoszek, Łukasz Jaszczyk, Mariusz Latos, Bartosz Polnik, Dariusz Prostański, Joanna Rogala-Rojek, Magdalena Rozmus – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice

1. Wstęp

Od roku 2010 realizowany jest projekt o akronimie INERG pt. „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" (numer umowy ZPB/5/64812/IT2/10), finansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. Powołano konsorcjum, w skład którego wchodzą: Instytut Techniki Górniczej KOMAG (jako lider), KOPEX MACHINERY S.A. oraz ELGÓR+HANSEN S.A.

W wyniku prac konsorcjum powstał kombajn KSW-800NE, który został wytworzony przez KOPEX MACHINERY i został zainstalowany w KWK „Murcki-Staszic" - Ruch Boże Dary". Przedmiotem badań prowadzonych przez zespół specjalistów Instytutu Techniki Górniczej KOMAG był System Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy, oraz system zraszania. System Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy składa się z następujących podsystemów:

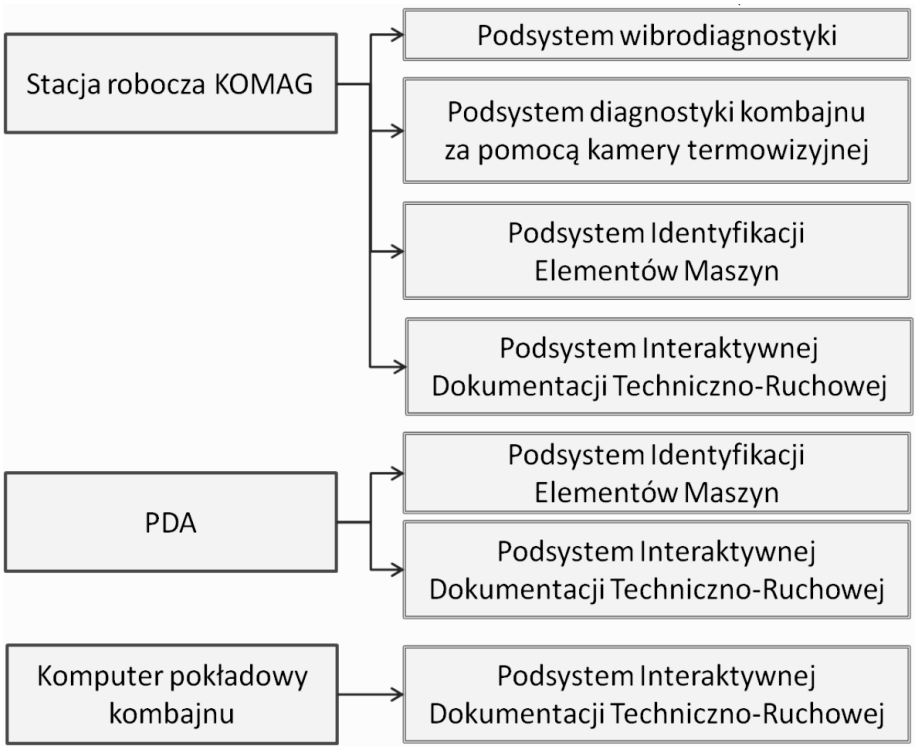
- podsystem wibrodiagnostyki,
- podsystem Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej,
- podsystem Identyfikacji Elementów Maszyn,
- podsystem diagnostyki kombajnu za pomocą kamery termowizyjnej,
- podsystem obserwacji warunków pracy za pomocą kamer wizyjnych.

Oprogramowanie wspomagające wymienione podsystemy zainstalowane jest na:

- stacji roboczej KOMAG, umieszczonej w chodniku w pociągu aparaturowym,
- komputerze przenośnym PDA z wbudowanym czytnikiem RFID,
- komputerze pokładowym kombajnu.

Struktura tego oprogramowania pokazana jest na rysunku 1. Badania poprzedzone zostały warsztatami, w toku których użytkownicy zapoznali się z budową i działaniem podsystemów. Warsztaty odbyły się na powierzchni kopalni i pod ziemią, gdzie zademonstrowane zostały podstawowe funkcje poszczególnych podsystemów.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Struktura oprogramowania wspomagającego System Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy i Podsystem Interaktywnej Dokumentacji Techniczno- Ruchowej [źródło: opracowanie własne]

2. Badanie podsystemu zraszania

Kombajn KSW-800NE wyposażono w podsystem zraszania powietrzno-wodnego przeznaczonego do zwalczania zapylenia w ścianie. Podsystem posiada dwa układy: układ zraszania zanożowego, z dyszami rozmieszczonymi na organie urabiającym i układ zraszania zewnętrznego, z siedmioma dyszami zainstalowanymi na obwodzie ramienia, rysunek 2 (znany jest również pod nazwą kurtyna wodna). Podczas badań kombajnu oba układy podsystemu zasilano wyłącznie wodą.

Celem badań było:

- porównanie skuteczności zwalczania zapylenia obydwu układów zraszania,
- określenie wpływu kierunku urabiania na wielkość zapylenia, w zależności od kierunku przewietrzania ściany.

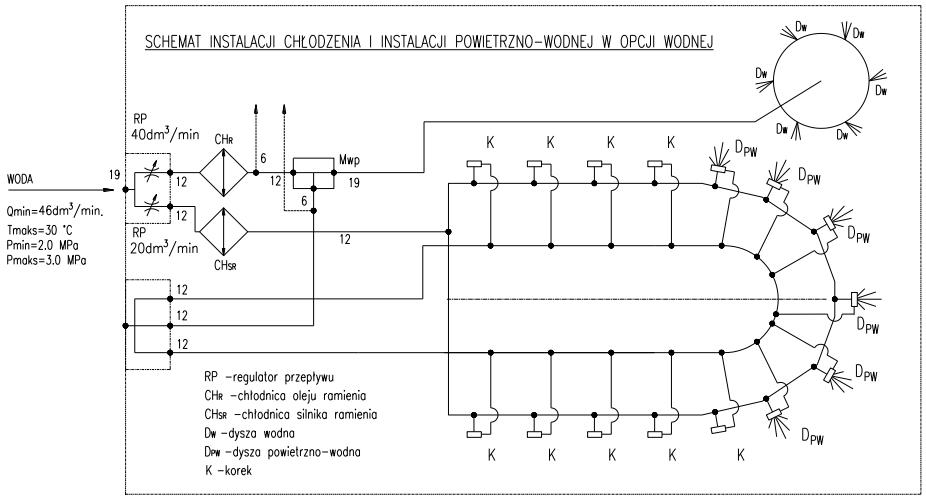
Do pomiarów stężenia zapylenia stosowano pyłomierze osobiste typu:

- CIP-10R, do pomiaru frakcji respirabilnej pyłu,
- CIP-10I, do pomiaru frakcji całkowitej pyłu.

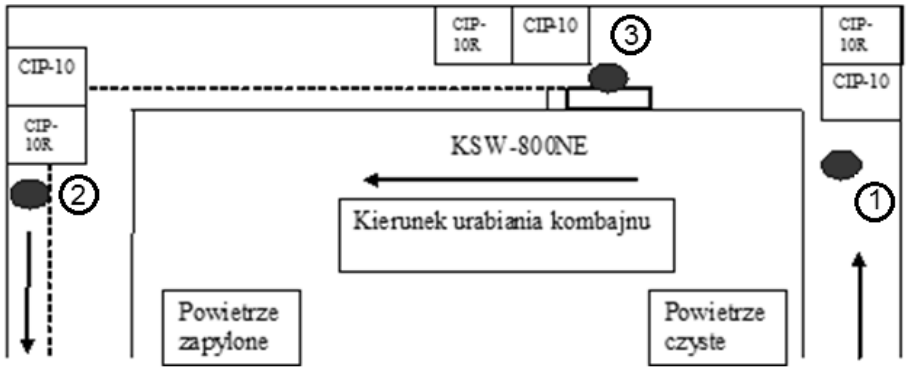
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Pomiary zapylenia przeprowadzono w trzech punktach, rysunek 3:

1. dwa pyłomierze, CIP-10R oraz CIP-10I, usytuowano w chodniku, 10 m od wlotu do ściany,
2. dwa pyłomierze, CIP-10R oraz CIP-10I, usytuowano w chodniku, 10 m od wylotu ze ściany,
3. dwa pyłomierze, CIP-10R oraz CIP-10I, nosił kombajnista, poruszający się wraz z kombajnem wzdłuż ściany.



Rys.2. Schemat powietrzno-wodnego podsystemu zraszania [1]



Rys.3. Punkty pomiarowe stężenia zapylenia [1]

Przyrządy pomiarowe były umiejscowione w punktach 1 i 2, w osi wyrobiska chodnikowego. Przed rozpoczęciem pomiaru wykonano pomiary prędkości powietrza.

Przyrządy pomiarowe załączano wraz z rozpoczęciem urabiania calizny węglowej, a pomiary wykonywano przez cały czas wykonywania skrawu.

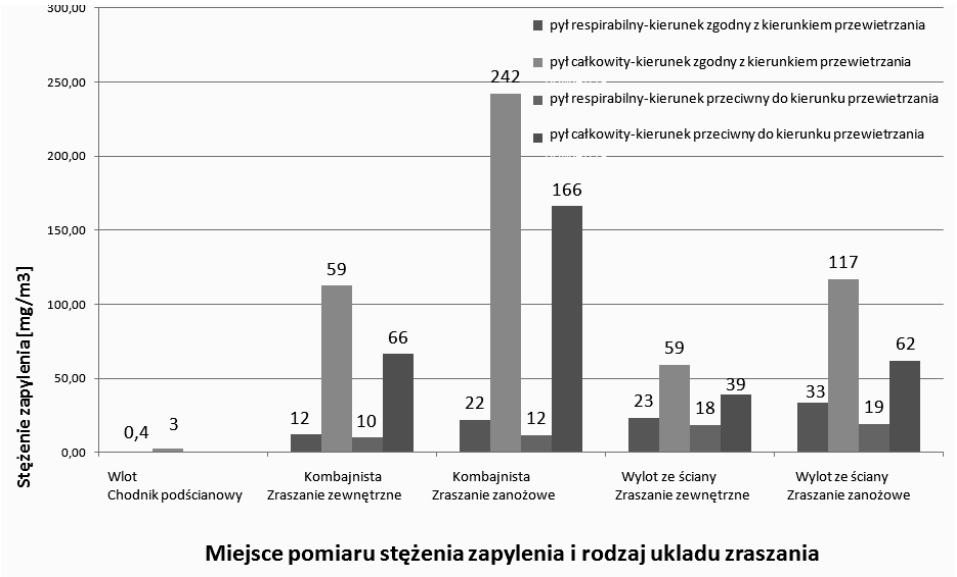
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wraz z pomiarami stężenia zapylenia prowadzono obserwację calizny węglowej pod kątem występowania skały płonnej i ewentualnych zaburzeń geologicznych. Pomiar stężenia zapylenia powtórzono po zmianie kierunku urabiania.

Do układu zraszania doprowadzono 40 dm^3 wody na minutę na każdy organ urabiający. Badania układu zraszania zanożowego realizowano podczas ciągłej pracy kombajnu pomiędzy sekcjami nr 95 i nr 15 obudowy ścianowej. Kombajn urabiał w kierunku zgodnym z kierunkiem przewietrzania w ścianie. Podczas urabiania kombajnem w kierunku przeciwnym do kierunku przewietrzania, pomiar stężenia zapylenia wykonano również na tym samym odcinku jego pracy.

Przed badaniami do układu zraszania zewnętrznego doprowadzono dodatkowo 20 dm^3 wody na minutę. Układ pomiarowy i sposób przeprowadzenia pomiarów były takie same jak podczas badań zraszania zanożowego.

Wyniki pomiarów stężenia zapylenia powietrza przedstawiono na rysunku 4.

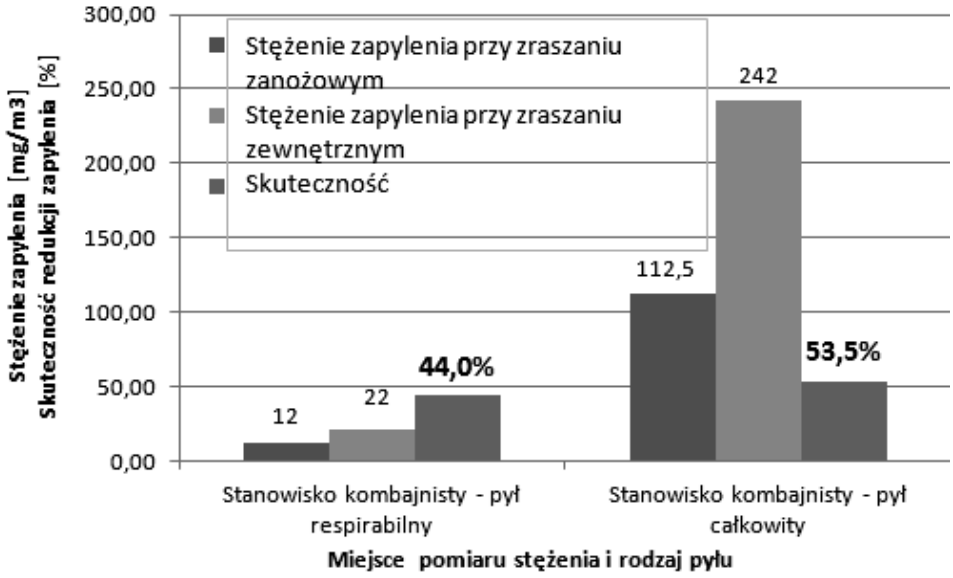


Rys.4. Wyniki pomiarów stężenia zapylenia w ścianie z kombajnem KSW-800NE [1]

Na podstawie wyników pomiarów określono procentową zmianę stężenia zapylenia w zależności od stosowanego układu zraszania, miejsca pracy obsługi kombajnu, oraz na wlocie i wylocie ze ściany.

Niższe wartości stężenia zapylenia uzyskano w przypadku zastosowania dodatkowego układu zraszania zewnętrznego, zarówno w odniesieniu do pyłu respirabilnego, jak i całkowitego, rysunek 5.

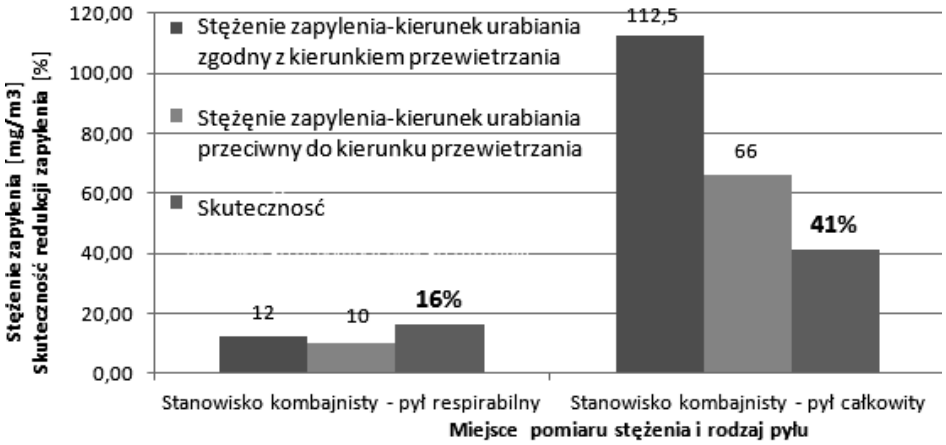
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.5. Wielkość stężenia zapylenia i skuteczność zwalczania zapylenia na stanowisku kombajnisty w kierunku urabiania zgodnym z kierunkiem przewietrzania [1]

Na rysunku 6 przedstawiono porównanie wyników pomiarów stężenia pyłu uzyskanych przy działaniu zraszania zewnętrznego, w zależności od kierunku przepływu powietrza.

Uzyskane wyniki jednoznacznie wykazują na spadek stężenia zapylenia podczas urabiania kombajnem w kierunku przeciwnym do kierunku przewietrzania, niezależnie od układu zraszania i miejsca pomiaru stężenia zapylenia.



Rys.6. Stężenie zapylenia oraz skuteczność redukcji zapylenia przy wykorzystaniu zraszania zewnętrznego, w zależności od kierunku urabiania kombajnem - stanowisko kombajnisty [1]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania wykazały większą skuteczność redukcji zapylenia przy stosowaniu dodatkowego układu zraszania zewnętrznego ze zraszaniem zanożowym. Najniższą wartość stężenia pyłu całkowitego uzyskano na wylocie ze ściany, przy stosowaniu układu zraszania zewnętrznego, w kierunku urabiania przeciwnym do kierunku przewietrzania ok. 39 mg/m^3. Najniższą wartość stężenia pyłu respirabilnego uzyskano na stanowisku kombajnisty ok. 10 mg/m^3 dla układu zraszania zewnętrznego i urabiania w kierunku przeciwnym do kierunku przewietrzania.

Zastosowanie dodatkowej baterii zraszania zewnętrznego, której wydatek wody nie przekraczał 20 dm^3/min, pozwoliło na redukcję zapylenia o 100 mg/m^3. Najwyższą redukcję zapylenia całkowitego uzyskano dla kierunku urabiania przeciwnego do przewietrzania, na stanowisku kombajnisty ok. 60%. Z kolei najwyższą skuteczność redukcji zapylenia całkowitego, zanotowano na wylocie ze ściany dla urabiania w kierunku zgodnym z kierunkiem przewietrzania ok. 49%. Większą o 16% skuteczność zwalczania pyłu respirabilnego uzyskano przy urabianiu w kierunku zgodnym z kierunkiem przewietrzania.

3. Badania podsystemu wibrodiagnostyki

Podsystem wibrodiagnostyki jest przeznaczony do wczesnego wykrywania uszkodzeń elementów przekładni zębatych i prognozowania rozwoju uszkodzeń. Składa się z dwóch zasadniczych modułów: sprzętowego i programowego [2].

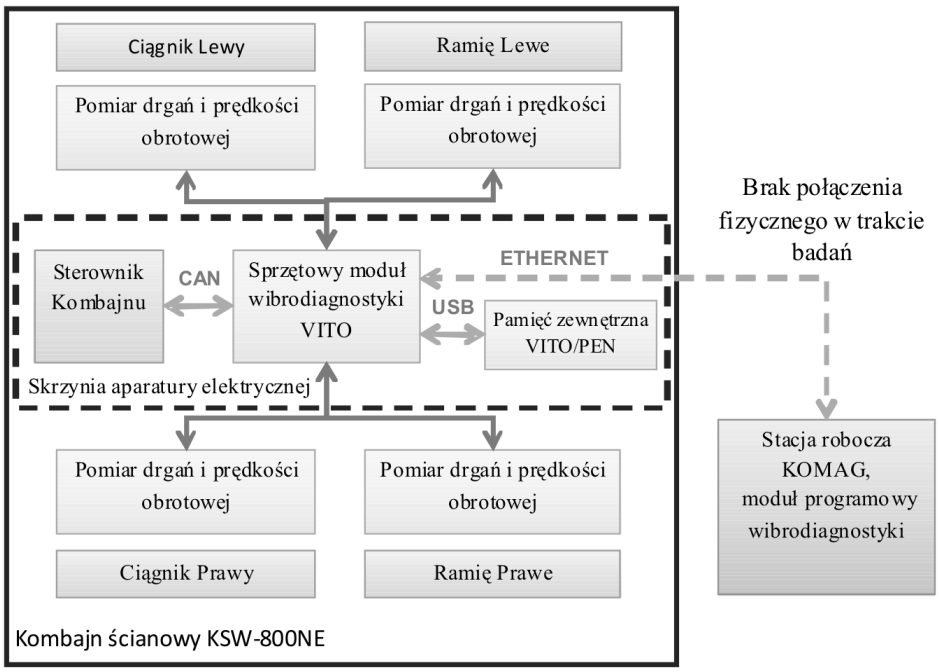
Iskrobezpieczny moduł wibrodiagnostyki VITO (rys. 7) umieszczony jest w skrzyni aparatury elektrycznej kombajnu. Moduł rejestruje sygnały pochodzące z czujników rozmieszczonych na kombajnie, wstępnie je obrabia i sygnalizuje przekroczenie zadanych progów stanu.

Modułu programowy zainstalowany jest na stacji roboczej KOMAG. Zadaniem tego modułu jest analiza zarejestrowanych sygnałów oraz wnioskowanie ekspertowe prowadzące do określenia miejsca wystąpienia ewentualnej awarii lub niesprawności i jej rodzaju.

Rys.7. Iskrobezpieczny moduł wibrodiagnostyki VITO [źródło: opracowanie własne]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

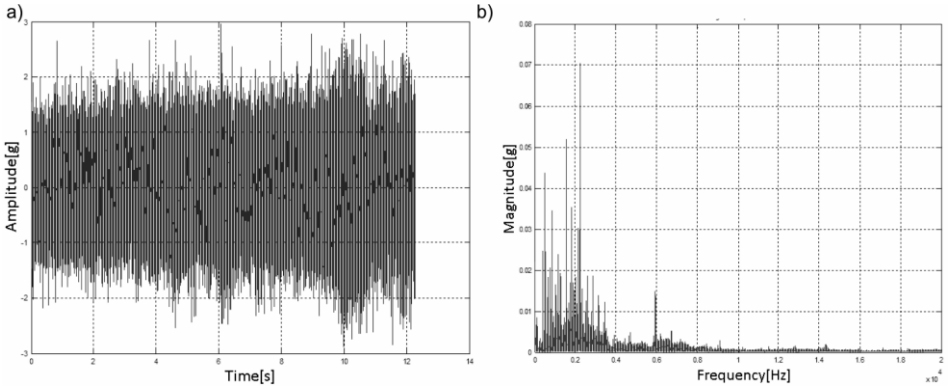
Podczas badań podsystemu wibrodiagnostyki gromadzono wyniki pomiarów drgań kombajnu w warunkach rzeczywistych. Strukturę podsystemu wibrodiagnostyki, zainstalowanego w kombajnie ścianowym KSW-800NE podczas badań, przedstawiono na rysunku 8.



Rys.8. Struktura podsystemu wibrodiagnostyki zainstalowanego w kombajnu KSW-800NE podczas badań [źródło: opracowanie własne]

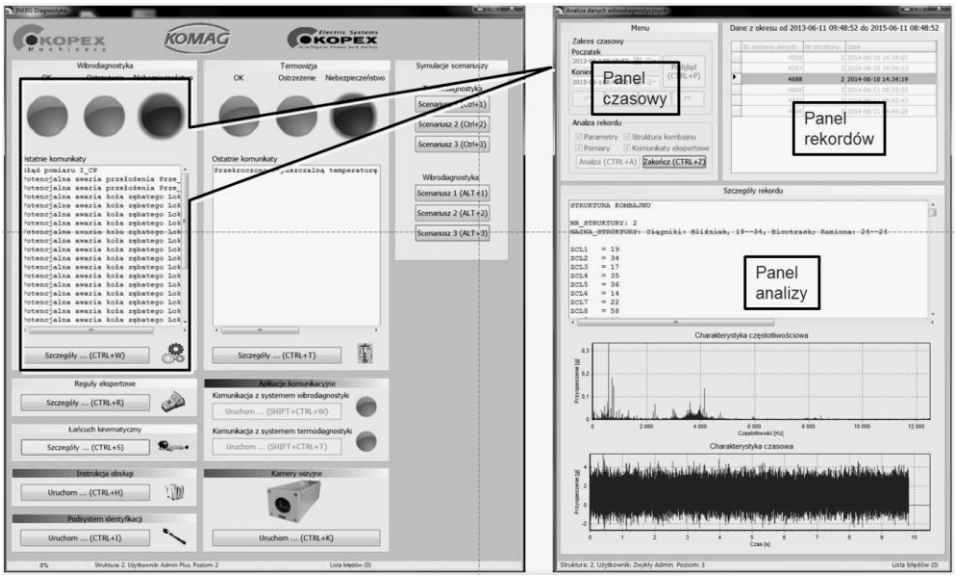
Informacje o stanie elementów przekładni zębatych pozyskiwano na podstawie analizy parametrów sygnału odbieranego z czujników drgań. Na korpusach ramion kombajnu i korpusach przekładni bocznej zainstalowano 10 czujników drgań rozmieszczonych w pobliżu diagnozowanych kół zębatych. Wartości parametrów analizowanych sygnałów silnie zależą od chwilowego obciążenia organów urabiających, przez co drgania wywołane zmiennym obciążeniem nakładają się na drgania elementów przekładni wywołane ich zużyciem. Zniekształca to interpretację wskaźników diagnostycznych. Dlatego rozdzielono sygnały wywołane zużyciem kół od sygnałów pochodzących od obciążeń. Uzyskano to poprzez pomiar prędkości obrotowej elementów przekładni i natężenia prądów zasilających silniki, które charakteryzowały chwilowe obciążenia i wywołane przez nie drgania. Przykładowy sygnał wibrodiagnostyczny ramienia kombajnu, przedstawiono na rysunku 9. W module programowym podsystemu prowadzono analizę pod kątem wyznaczenia trendu zmian stanu technicznego kombajnu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.9. Sygnał wibrodiagnostyczny ramienia kombajnu KSW800NE przedstawiony w dziedzinie czasu (a) i w dziedzinie częstotliwości (b) [źródło: opracowanie własne]

W trakcie badań nie było fizycznego połączenia (poprzez interfejs ETHERNET) pomiędzy stacją roboczą KOMAG, a modułem sprzętowym wibrodiagnostyki zainstalowanym na kombajnie. Wykorzystując autonomiczny tryb pracy modułu, wyniki pomiarów zapisywano cyklicznie w zewnętrznej, wymiennej pamięci typu „pendrive". Następnie dane (już na powierzchni) importowano do aplikacji diagnostycznej modułu programowego, (rys. 10), gdzie poddawano je analizie.



Rys.10. Podsystem wibrodiagnostyki – interfejs użytkownika [5]

Za pomocą aplikacji modułu programowego realizowano następujące zadania [7]:

– archiwizacja w bazie danych serii pomiarowych oraz wartości parametrów, takich jak prędkości obrotowe silników oraz ich obciążenia,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- wyznaczanie częstotliwości charakterystycznych uszkodzeń, na podstawie prędkości obrotowej silnika i schematu kinematycznego ramion oraz ciągników,
- wyznaczanie wartości parametrów związanych z konkretnymi typami uszkodzeń, w odniesieniu do obliczonych częstotliwości charakterystycznych,
- przeprowadzanie wnioskowania ekspertowego na podstawie posiadanej bazy faktów (w postaci obliczonych wcześniej wartości parametrów) oraz bazy reguł,
- formułowanie wniosków dotyczących stanu technicznego konkretnych elementów zespołów napędowych.

Na podstawie wyników badań zaktualizowano wartości graniczne parametrów związanych z konkretnymi typami uszkodzeń.

4. Badania podsystemu Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej

Dla wspomagania użytkowania i utrzymania ruchu kombajnu KSW-800NE, opracowano Interaktywną Dokumentację Techniczno-Ruchową przeznaczoną do stosowania w podziemiach kopalń.

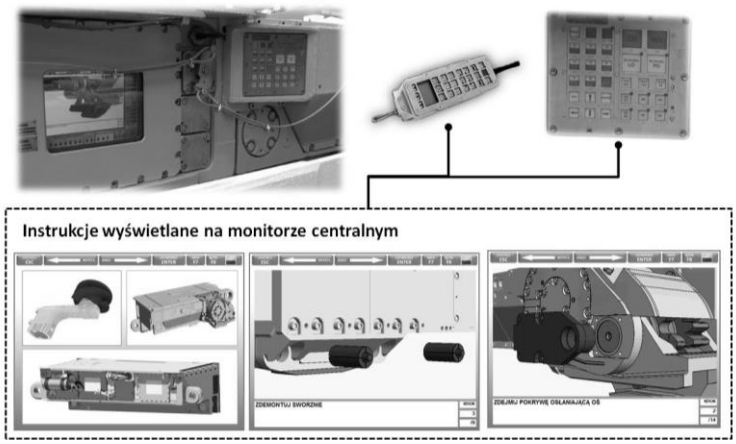
Podsystem Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej opracowano w trzech wariantach, z których każdy ma postać aplikacji zainstalowanej i użytkowanej na innym typie komputera stosowanego w podziemiu kopalni:

- wariant do stosowania na komputerze w chodniku - stacji roboczej KOMAG, rysunek 11,

Rys.11. Interaktywna Dokumentacja Techniczno-Ruchowa do stosowania na stacji roboczej KOMAG [źródło: opracowanie własne]

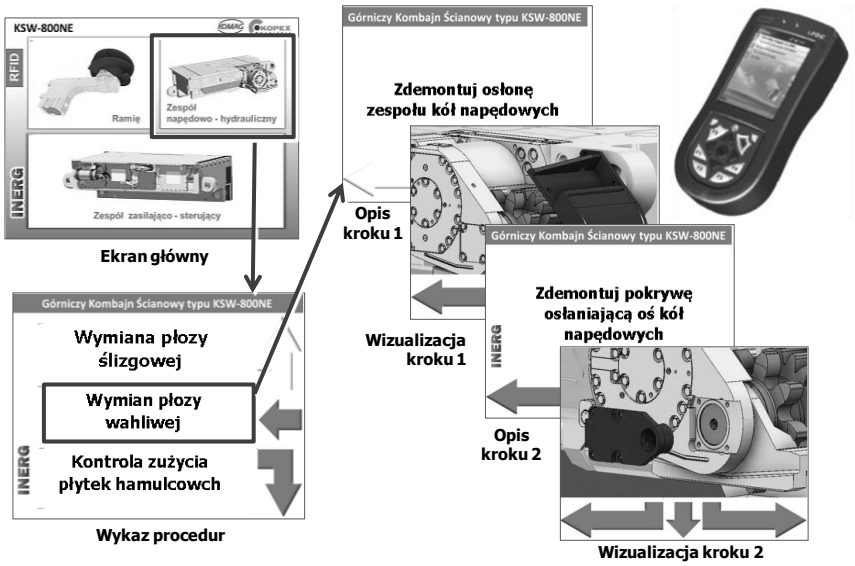
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– wariant do stosowania na komputerze pokładowym kombajnu ścianowego, rysunek 12. Jego obsługa realizowana jest z poziomu pulpitu sterowniczego lub za pomocą pilota kombajnu,



Rys.12. Interaktywna Dokumentacja Techniczno-Ruchowa przeznaczona na komputer pokładowy kombajnu [źródło: opracowanie własne]

– wariant do stosowania na przenośnym komputerze PDA (ang. *Personal Digital Assistant*), rysunek 13.



Rys.13. Interaktywna Dokumentacja Techniczno-Ruchowa przeznaczona na przenośny komputer PDA [3]

Użytkownicy otrzymali materiały dotyczące Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej w wersji przeznaczonej na stację roboczą KOMAG obejmujące (rys. 14):

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– informacje na temat dostępnych zasobów wiedzy i obsługi interfejsu użytkownika ekranu głównego,
– wskazówki dotyczące obsługi za pomocą skrótów klawiszowych.

Ponadto dostarczono użytkownikom instrukcje dotyczące stosowania pilota dla obsługi Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej na komputerze pokładowym kombajnu.

Rys.14. Instrukcja dla użytkowników podsystemu Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej [źródło: opracowanie własne]

Badania podsystemu Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej przeprowadzono w chodniku na stacji roboczej KOMAG oraz w ścianie na komputerze pokładowym. W chodniku przetestowano także wersję Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej na przenośnym komputerze PDA.

Uczestnicy badań wypełnili ankietę na temat cech użytkowych Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej. Pytania dotyczyły łatwości i wygody stosowania, zakresu i czytelności prezentowanych informacji, jak również użyteczności tego podsystemu jako narzędzia wspomagającego działania z zakresu utrzymania ruchu.

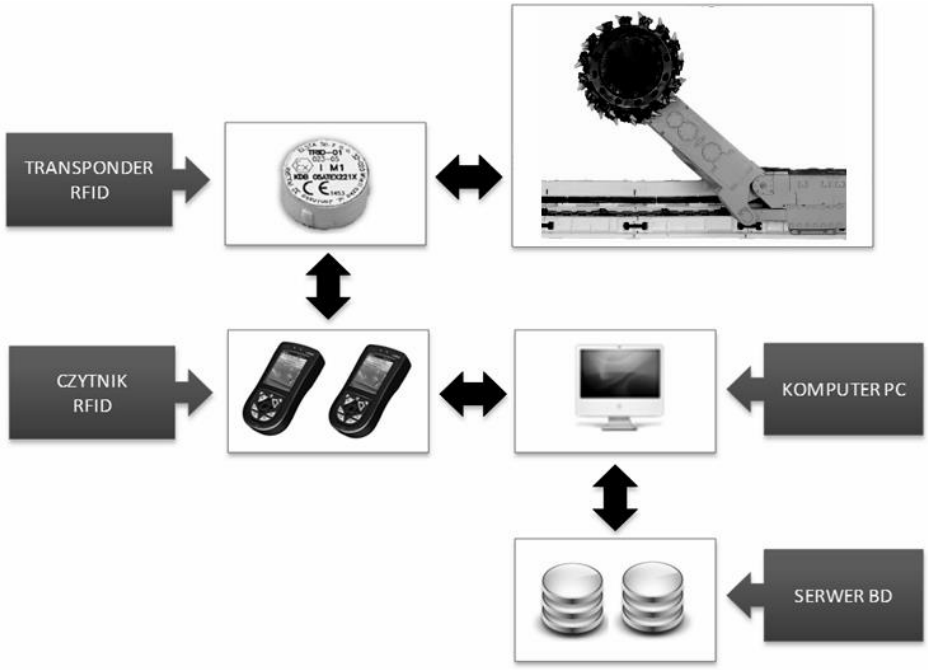
Podsystem Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej został pozytywnie oceniony przez jego przyszłych użytkowników. Uznano, że sposób prezentacji wiedzy jest zrozumiały i łatwy do przyswojenia, a interfejs użytko-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wnika jest przyjazny. Zaproponowano również, aby symulacje procedur zostały uzupełnione o informacje o narzędziach i częściach potrzebnych podczas napraw.

5. Badania podsystemu Elektronicznej Identyfikacji Elementów Maszyn

Podsystem przeznaczony jest do identyfikacji podstawowych elementów i podzespołów maszyn (kombajnu ścianowego), na powierzchni i pod ziemią, poprzez oznakowanie jego elementów transponderami RFID (ang. *Radio-Frequency Identification*) [4, 10, 11].



Rys.15. Struktura podsystemu Elektronicznej Identyfikacji Elementów Maszyn (kombajnu ścianowego) [4, 10, 11]

W skład podsystemu Elektronicznej Identyfikacji Elementów Maszyn wchodzą zarówno komponenty sprzętowe, jak i oprogramowanie komunikacyjne oraz użytkowe do gromadzenia i przetwarzania danych. Strukturę podsystemu przedstawiono na rysunku 15 [4, 10, 11].

Podsystem posiada następujące składniki sprzętowe:

– elementy identyfikacyjne – transpondery pasywne,
– komputer przenośny PDA w wykonaniu przeciwwybuchowym, umożliwiający wymianę danych i komunikację przez Bluetooth i WLAN w przestrzeniach zagrożonych wybuchem [10],

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

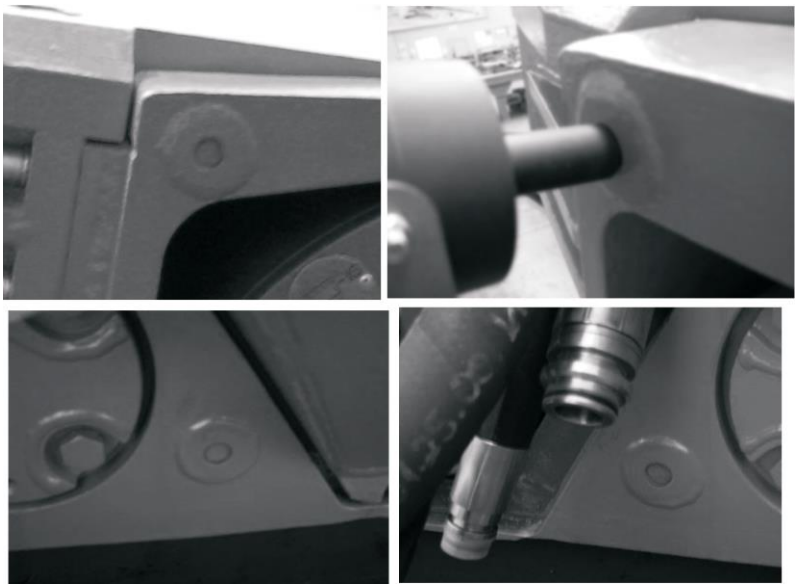
– lanca odczytująca z modułem komunikacji bezprzewodowej (rys. 16), służące do odczytu transponderów pasywnych [11].

Do składników programowych podsystemu należą:

– oprogramowanie komunikacyjne wspomagające transmisję danych pomiędzy komputerem PDA a główną bazą danych podsystemu,
– oprogramowanie użytkowe (dedykowane dla urządzania PDA oraz dla stacji roboczej KOMAG), służące do rejestracji i przetwarzania danych oraz ewidencji elementów kombajnu ścianowego.

Rys.16. Lanca odczytująca z modułem komunikacji bezprzewodowej [11]

Transpondery RFID rozmieszczono na zespołach kombajnu podlegających ewidencji. Są to: ramiona, zespół napędowo-hydrauliczny, moduł zasilający, przekładnie boczne, organy urabiające. Sposób zamocowania transponderów przedstawiono na rysunku 17.



Rys.17. Rozmieszczenie transponderów RFID na podzespołach kombajnu. Stan po montażu w wytwórni [7]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Podczas badań przeprowadzono odczyty transponderów. Warunki panujące w eksploatowanej ścianie (m.in. zapylenie, otoczenie metaliczne) nie stanowiły przeszkód w ich odczycie. Poprawność odczytu transponderów RFID sprawdzono za pomocą autorskiego oprogramowania użytkowego, przeznaczonego dla urządzenia PDA, współpracującego z bezprzewodową lancą. Do weryfikacji i archiwizacji danych zastosowano oprogramowanie bazodanowe zainstalowane na stacji roboczej KOMAG.

Wyniki badań potwierdziły poprawność działania podsystemu. Przyjęte rozwiązania sprzętowe, wraz z oprogramowaniem, umożliwiają identyfikację i prowadzenie ewidencji podzespołów kombajnu ścianowego w warunkach eksploatacyjnych.

6. Badania podsystemu diagnostyki kombajnu za pomocą kamery termowizyjnej

Podsystem diagnostyki kombajnu za pomocą termowizji jest niezależnym podsystemem wspomagającym prace kombajnu ścianowego. Przygotowanie podsystemu do badań w warunkach rzeczywistych w kopalni obejmowało:

- przeprowadzenie warsztatów dla jego użytkowników. Uczestnicy warsztatów posługiwali się skróconymi instrukcjami obsługi,
- przeprowadzenie ankiet wśród uczestników warsztatów w celu oceny jego funkcjonalności i obsługi,
- przygotowanie programu badań,
- przeprowadzenie testów sprawdzających na powierzchni, w celu zbadania poprawności działania wszystkich jego elementów.

W trakcie warsztatów, użytkownicy zgłosili potrzebę wprowadzenia następujących zmian:

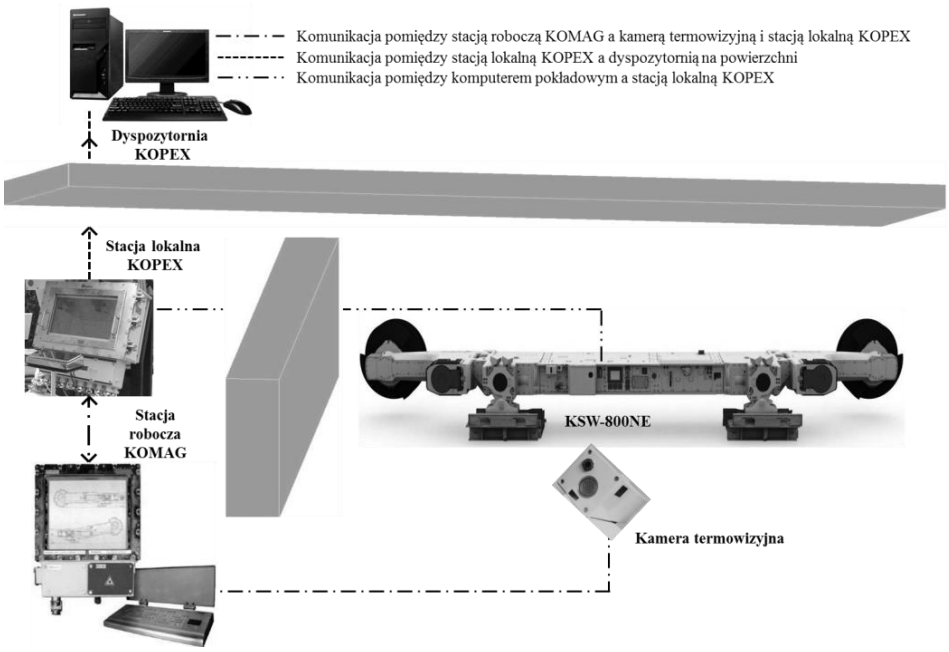
- zastosowanie skrętki miedzianej zamiast przewodu światłowodowego, co było uzasadnione trudnymi warunkami w otoczeniu kamery termowizyjnej, mogącymi powodować częste uszkodzenia włókna światłowodu,
- dostosowanie wysokości ramienia uchwytu mocującego kamerę termowizyjną do stropnicy obudowy zmechanizowanej, z uwagi na niską wysokość ściany,
- zastosowanie systemu elektromagnetycznego lub połączenia śrubowego, zamiast systemu mocowania z użyciem magnesów neodymowych, w celu poprawienia pewności mocowania,
- sposób czyszczenia okna kamery termowizyjnej. Wzmocnienie mechaniczne, w kształcie plastra miodu, przy braku czynnika zraszającego (wody lub powietrza), może zostać zabrudzone pyłem węglowym. Może to powodować tłumienie fal podczerwonych i fałszowanie wyników rejestracji, a próby usunięcia pyłu z okna kamery mogą doprowadzić do jego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

uszkodzenia. Zaproponowano zamocowanie na stałe osłony okna, która przepuszcza fale podczerwone, i uniemożliwia przedostawanie się pyłu węglowego pomiędzy okno kamery, a wzmocnienie mechaniczne.

Rys.18. Kamera termowizyjna w wykonaniu przeciwwybuchowym [6]

Na rysunku 19 pokazano konfigurację sprzętową podsystemu.



Rys.19. Konfiguracja sprzętowa podsystemu diagnostyki kombajnu za pomocą kamery termowizyjnej [8]

Oprócz wspomnianego już komputera obsługującego System Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy (oznaczony jako stacja robocza KOMAG) podsystem korzysta także ze stacji lokalnej KOPEX, zainstalowanej także w chodniku. Przeprowadzono testy poprawności połączeń oraz nawiązania komunikacji pomiędzy stacją roboczą KOMAG, a stacją lokalną KOPEX. Na stacji roboczej KOMAG został udostępniony

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zdalny pulpit, który poprzez magistralę stacji lokalnej KOPEX mógł być obsługiwany z powierzchni (z dyspozytorni KOPEX). Możliwe było ustawienie z powierzchni czasu uruchamiania kamery termowizyjnej na stacji lokalnej KOPEX, w zależności od położenia kombajnu w ścianie. W stacji lokalnej KOPEX rejestrowano odpowiedź stacji roboczej KOMAG w chwili, gdy kombajn znajdował się w strefie uruchamiania kamery termowizyjnej, rysunek 20.

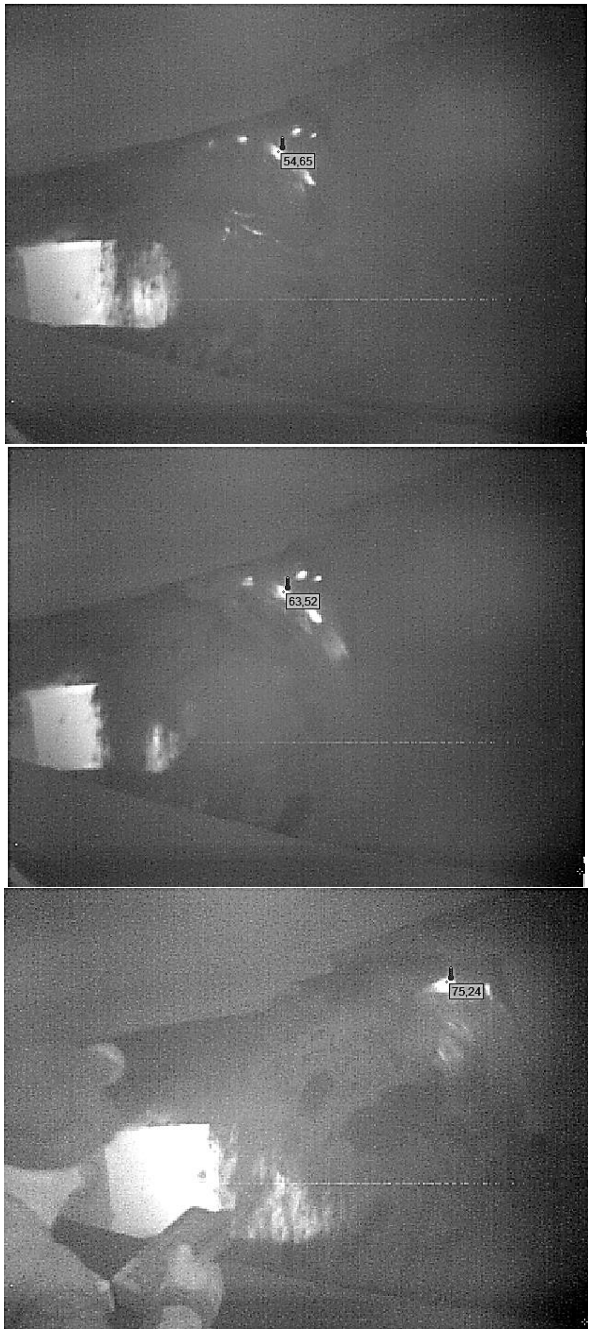
Rys.20. Widok okna aplikacji do testowania systemu pozycjonowania kombajnu na powierzchni w dyspozytorni KOPEX [9]

Podczas badań eksploatacyjnych podsystemu, kamera termowizyjna została zamocowana pod stropnicą 14 sekcji obudowy zmechanizowanej. Do transmisji danych zastosowano jednomodowy przewód światłowodowy. Automatyczne uruchomienie kamery termowizyjnej ustawiono na czas pojawienia się kombajnu ścianowego w 20 sekcji obudowy zmechanizowanej. Różnica między miejscem usytuowania kamery termowizyjnej, a miejscem jej wyzwalania wynikała ze sposobu odczytywania położenia kombajnu w ścianie. Odczytywano położenie środka kombajnu, zaś organ urabiający znajdował się w stosunku do kamery termowizyjnej o ok. 7 m bliżej.

Automatyczne uruchomienie kamery termowizyjnej działało właściwie. Uruchomienie pracy kamery termowizyjnej skutkowało rejestracją sekwencji zdjęć termowizyjnych, dzięki czemu zarejestrowano pełen obrót organu, co pozwoliło na jego analizę pod kątem wykrywania noży tnących. W części programowej podsystemu przeprowadzono automatyczną analizę obrazu termowizyjnego, na podstawie której wyznaczono temperaturę noży tnących. Zadaniem programu, była identyfikacja noży o temperaturze wyższej od zaprogramowanej w podsystemie. Temperaturę tę nastawiono na wartość 50°C, z jednoczesnym wskazaniem noża o najwyższej wartości. Na rysunku 21 umieszczono przykładowe termogramy. Zaobserwowano wzrost temperatury noży pomiędzy pierwszym a trzecim skrawem o ponad 20°C. W celu określenia stopnia zużycia noży, zostaną przeprowadzone osobne badania, które pozwolą

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

na uzyskanie wzorców stopnia ich zużycia w odniesieniu do występujących wartości temperatury. Pozwolą one na określenie kryteriów i oceny stopnia ich zużycia.



Rys.21. Przykładowe termogramy zarejestrowane podczas badań eksploatacyjnych [9]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

7. Podsumowanie

Badania przeprowadzone w KWK „Staszic" - Ruch „Boże Dary" oraz poprzedzające je warsztaty były pierwszą okazją do sprawdzenia w warunkach eksploatacyjnych pod ziemią, własności użytkowych Systemu Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy, Podsystemu Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej oraz instalacji zraszania. Sprawdzone zostało działanie składników sprzętowych poszczególnych podsystemów oraz ich współpraca ze składnikami programowymi zainstalowanymi na stacji roboczej KOMAG. Przeprowadzono próby przesyłu informacji o położeniu kombajnu względem sekcji obudowy ścianowej do stacji roboczej KOMAG, w celu automatycznego uruchomienia rejestracji kamerą termowizyjną. Uruchomiono zdalne ustawienie miejsca wyzwolenia kamery za pomocą wirtualnego pulpitu z dyspozytorni KOPEX Machinery S.A. Użytkownicy kombajnu oraz służby serwisowe KOPEX Machinery S.A. zgłosiły szereg uwag odnośnie dostępności, warunków montażu i obsługi składników sprzętowych systemu. Zostały one uwzględnione w dokumentacji nowej wersji ramion kombajnu. Stwierdzono potrzebę transmisji na powierzchnię danych gromadzonych pod ziemią przez podsystem wibrodiagnostyki. Potwierdzona została przez użytkowników celowość umieszczenia w komputerze pokładowym kombajnu i w stacji roboczej KOMAG pełnego zestawu informacji pozwalających na przeprowadzenie podstawowych czynności obsługi maszyny. Zgłoszono potrzebę tego rodzaju rozwiązań również dla innych składników systemu ścianowego.

W opinii użytkowników zarówno cały kombajn, jak i poszczególne jego podsystemy, działały poprawnie w trudnych warunkach górniczo-geologicznych.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" (akronim INERG, umowa nr ZPB/5/64812/IT2/10), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Badania eksploatacyjne systemu zraszania W11.286-07.07CY5 ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).
2. Bartoszek S., Jagoda J., Jasiulek D., Jura J., Latos M., Stankiewicz K.: System wibrodiagnostyczny maszyn górniczych. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo -

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 s. 347-363.

3. Jaszczyk Ł., Michalak D., Rozmus M.: Rozwiązania mobilne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 s. 85-100; 1,01 ark. wyd., ISBN 978-83-60708-78-1.
4. Opracowanie dokumentacji maszyny wydobywczej w zakresie podsystemu identyfikacji. ITG KOMAG, Gliwice 2012. (materiały nie publikowane).
5. Opracowanie dokumentacji użytkowania maszyny wydobywczej w zakresie podsystemu wibrodiagnostyki. Prace badawcze ITG KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
6. Polnik B., Latos M.: Detection of worn cutting bits of longwall shearer. Pomiary Automatyka Kontrola, nr 9, 2013 r., s. 909-912
7. Projekt INERG. Program badań eksploatacyjnych. ITG KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane)
8. Sprawozdanie z badań eksploatacyjnych podsystemu diagnostyki kombajnu za pomocą termowizji. W11.286-03.08.02CY6 Wydanie 1. ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane)
9. Sprawozdanie z badań eksploatacyjnych podsystemu diagnostyki kombajnu za pomocą termowizji. W11.286-03.08.02CY6 Wydanie 2. ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane)
10. Witryna internetowa: http://www.ecom-ex.com
11. Witryna internetowa: http://www.elektronika.elsta.pl

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania wpływu kąta przyłożenia na obciążenie noża stożkowego

Marek Jaszczuk, Piotr Cheluszka, Rajmund Mann – Politechnika Śląska

1. Wstęp

W trakcie projektowania układu noży na organie urabiającym kombajnu ścianowego uwzględnia się wartość kąta przyłożenia noża w spoczynku. W trakcie urabiania wartość tego kąta ulega zmianie, co sprawia, że może on przyjąć wartości mniejsze od zera. Występowanie ujemnego kąta przyłożenia powoduje wgniatanie noża w bruzdę i prowadzi do znacznego wzrostu obciążenia noża. Na potrzeby modelowania stanu obciążenia kombajnu ścianowego w trakcie urabiania opracowano model obciążenia noża stożkowego oraz przeprowadzono badania stanowiskowe pozwalające na weryfikację doświadczalną tego modelu. Uwzględnienie dodatkowego obciążenia noży występującego w wyniku skrawania przy ujemnych wartościach kąta przyłożenia pozwoli na symulację procesu skrawania znacznie lepiej odzwierciedlającą przebieg tego procesu, a tym samym wyznaczenie obciążenia kombajnu z większą dokładnością.

2. Model obciążenia noża stożkowego kombajnu ścianowego

W czasie realizacji procesu skrawania nóż podlega działaniu obciążenia będącego reakcją skały na zagłębianie się w niej jego ostrza. Siła wypadkowa działająca na nóż opisywana jest za pomocą trzech składowych, to znaczy: siły skrawania P_s działającej zgodnie z kierunkiem ruchu noża, siły docisku P_d – prostopadłej do dna bruzdy oraz siły bocznej P_b – prostopadłej do płaszczyzny wyznaczonej przez siłę P_s i P_d. Ostatnia z wymienionych składowych jest zazwyczaj pomijana, gdyż jej wartość jest bliska zeru (w przypadku skrawów otwierających) lub jest zdecydowanie mniejsza w porównaniu do siły skrawania i siły docisku. Na etapie modelowania obciążenia noży stożkowych uwzględniono zatem siły skrawania i siły docisku, jako składowe decydujące o obciążeniu organu urabiającego kombajnu ścianowego, generowanego oporami urabiania, ponieważ siły te działają w płaszczyźnie prostopadłej do osi obrotu organu urabiającego kombajnu ścianowego (płaszczyźnie obrotu). Siła boczna jest natomiast równoległa do osi obrotu organu urabiającego i w związku z tym nie wpływa na wartość momentu sił obciążenia organu.

W przypadku noży stożkowych do analitycznego określenia wartości siły skrawania wykorzystano model Evansa [1]. Model ten nie uwzględnia jednak wielu zjawisk zagłębiania noża w bruzdę oraz odspajania ziaren urobku. Dotyczy to szczególnie stosowanych obecnie powszechnie noży o dużym kącie

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

ostrza, w przypadku których występuje realna możliwość pracy przy ujemnych wartościach kąta przyłożenia, a ponadto, zarys ostrza stożkowego przenika powierzchnie boczne skrawu, których nachylenie wynika z kąta bocznego rozkruszenia skały. Uzyskiwane na podstawie wzoru Evansa wartości siły skrawania są dlatego mocno zaniżone i nie odpowiadają wartościom rzeczywistym, uzyskiwanym z pomiarów.

Analiza teoretyczna przebiegu procesu skrawania skał nożami stożkowymi pozwoliła na identyfikację procesów wpływających na wartość siły skrawania oraz siły docisku. Wymienić tu należy przede wszystkim [2]:

- odspajanie ziaren urobku,
- tarcie odspajanych ziaren urobku o powierzchnię natarcia noża,
- tarcie pobocznicy ostrza noża oraz trzonka noża w obrębie jego ostrza o powierzchnie boczne i dno skrawu,
- miażdżenie skały w otoczeniu ostrza noża oraz odkształcenia sprężyste (wgniatanie) skały w wyniku kontaktu ostrza noża z dnem bruzdy oraz jej powierzchniami bocznymi,
- zmiana geometrii ostrza w wyniku jego zużycia ściernego.

Pierwszy z wymienionych czynników opisuje teoria Evansa, zgodnie z którą odspajanie ziaren urobku w trakcie realizacji skrawu z głębokością g następuje w wyniku pokonania wytrzymałości urabianej skały na rozciąganie. Ostrze noża oddziaływując na skałę dociskane jest przy tym w obrębie powierzchni natarcia (przedniej części pobocznicy stożka) do calizny z siłą, którą można rozłożyć na składową normalną N oraz styczną T do powierzchni natarcia (rys. 1.). Siła T modeluje przy tym tarcie odspajanych ziaren urobku o powierzchnię natarcia noża. W miarę nacisku noża na powierzchnię urabianej skały, siła skrawania narasta od pewnej wartości minimalnej do wartości maksymalnej, przy której naprężenia rozciągające w skale osiągają poziom dopuszczalny, w wyniku czego następuje odspojenie ziaren urobku. Kierunki wymienionych wyżej sił wynikają z wartości kąta natarcia, determinowanego przez wartość kąta ostrza noża β oraz kąta jego ustawienia δ. Układ sił działających na nóż sprawia, że obok siły skrawania występuje siła do niej prostopadła, jako składowa sumarycznej siły docisku. Przyjmując model Evansa, składowe siły skrawania oraz siły docisku wynikające bezpośrednio z realizacji procesu odspajania ziaren urobku oraz tarcia występującego na powierzchni natarcia zależą od głębokości skrawu g_{EF}, kąta ostrza noża β, własności wytrzymałościowych urabianej skały (wytrzymałości na ściskanie R_c oraz liczby kruchości κ). Dodatkowo w przypadku siły docisku znaczenie ma wartość współczynnika tarcia na powierzchni styku noża ze skałą μ oraz wartość ruchowego kąta przyłożenia α_r.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Kształt oraz parametry geometryczne ostrza noża stożkowego oraz jego ustawienie w stosunku do powierzchni urabianej skały prowadzić może do występowania zjawiska miażdżenia oraz odkształceń sprężystych skały w otoczeniu wykonywanej przezeń bruzdy. Na wielkość tego zjawiska wpływ ma przy tym również wartość kąta bocznego rozkruszenia ψ determinującego nachylenie powierzchni bocznych bruzdy w stosunku do prostopadłej do jej dna po odspojeniu ziaren urobku. Kąt ten należy do parametrów charakteryzujących właściwości urabianych skał. Na rysunku 2 pokazano kształt odkształconej strefy, powstałej w wyniku wgniatania w skałę ostrza noża stożkowego przemieszczającego się wewnątrz bruzdy – w przypadku skrawu otwierającego. Kształt oraz wielkość tej strefy zależy z jednej strony od wartości kąta bocznego rozkruszenia ψ, z drugiej zaś – od wartości kąta ostrza noża β oraz kąta jego ustawienia δ. Wartości tych dwóch kątów decydują w efekcie o wartości kąta przyłożenia α_r. Kolorem czerwonym zaznaczono przekroje strefy odkształconej w płaszczyźnie prostopadłej do kierunku ruchu noża.

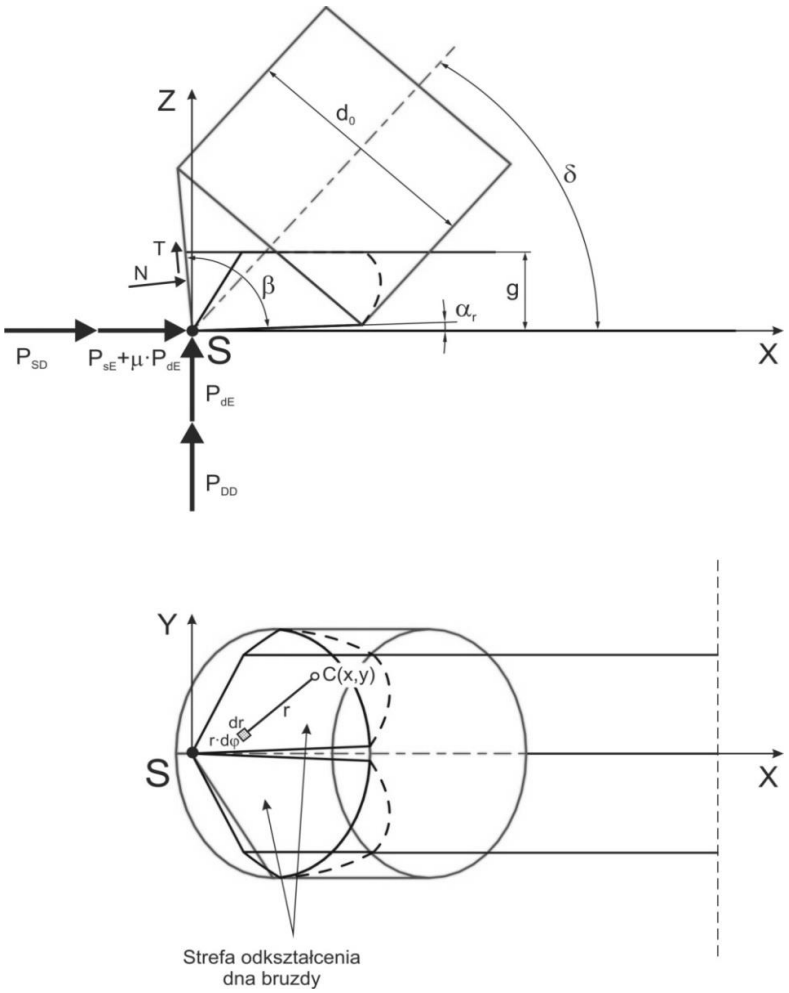
Punktem wyjścia dla wyznaczenia wymaganego docisku noża do dna skrawu P_{DD}, niezbędnego dla utrzymania założonej głębokości skrawu jest wyznaczenie funkcji opisującej odkształcenie powierzchni bocznych i dna skrawu $w(x, y)$ – ograniczających półprzestrzeń sprężystą. Wartość tego odkształcenia dla dowolnego punktu C (rys. 1.) o współrzędnych (x, y) wyznacza się wychodząc z równań opisujących krzywe przekrojowe: powierzchni bocznych skrawu oraz powierzchni odkształconej [2].

Wychodząc z teorii sprężystości, dla zadanej postaci odkształcenia powierzchni bocznych oraz dna bruzdy, wyznacza się rozkład nacisku wywołanego dociskiem noża. W tym celu rozwiązuje się następujące równanie wiążące odkształcenie powierzchni ograniczającej półprzestrzeń sprężystą z obciążeniem (naciskiem) wywołującym dane odkształcenie:

$$\frac{1-\nu^2}{\pi \cdot E} \iint q \, dr \, d\varphi = w(x, y) \Leftrightarrow \frac{1-\nu^2}{\pi \cdot E} \int \frac{dP_{DD}}{r} = w(x, y) \tag{1}$$

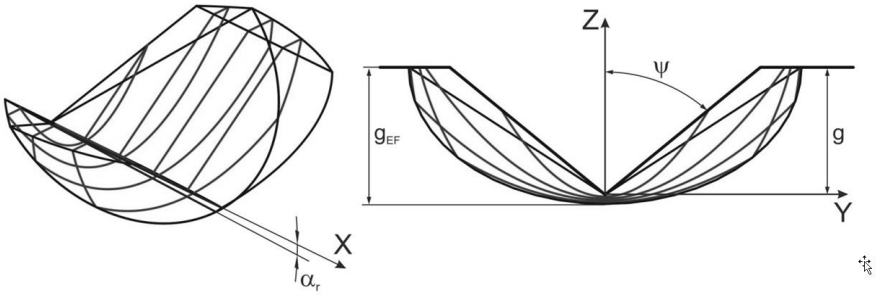
Dodatkowa składowa siły docisku P_{DD} jest zatem iloczynem nacisku q oraz pola powierzchni rzutu odkształconej strefy na płaszczyznę XY (rys. 1. – obszar w kolorze niebieskim) lub inaczej – jest sumą elementarnych sił skupionych dP_{DD} przyłożonych w odległości r od punktu C o współrzędnych (x, y), w którym odkształcenie powierzchni skały wynosi $w(x, y)$. Wielkością znaną jest odkształcenie półprzestrzeni sprężystej w każdym punkcie powierzchni styku ostrza noża ze skałą $w(x, y)$, zaś wielkością szukaną – wartość składowej siły docisku P_{DD} rozumiana jako siła skupiona reprezentująca nacisk narzędzia na powierzchnię jego kontaktu ze skałą.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Układ sił działających na ostrze noża stożkowego

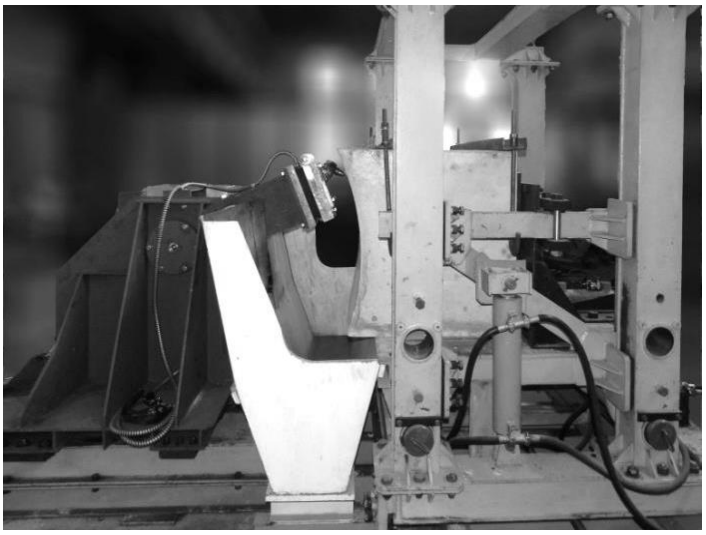
$\alpha_r < 0$



Rys.2. Odkształcenie powierzchni bocznych i dna skrawu otwierającego dla ujemnej wartości kąta przyłożenia

3. Badania stanowiskowe wpływu kąta przyłożenia na składowe oporów urabiania

W ramach badań wykonano skrawy w bloku z drobnoziarnistego betonu (rys. 3) o wytrzymałości na ściskanie: R_C = 25 MPa zmieniając odpowiednio, takie parametry skrawania jak: kąt przyłożenia, kąt ustawienia noża, głębokość skrawania. W celu uzyskania miarodajnych wyników dla każdej kombinacji ustawionych parametrów wykonywano serię co najmniej trzech skrawów.

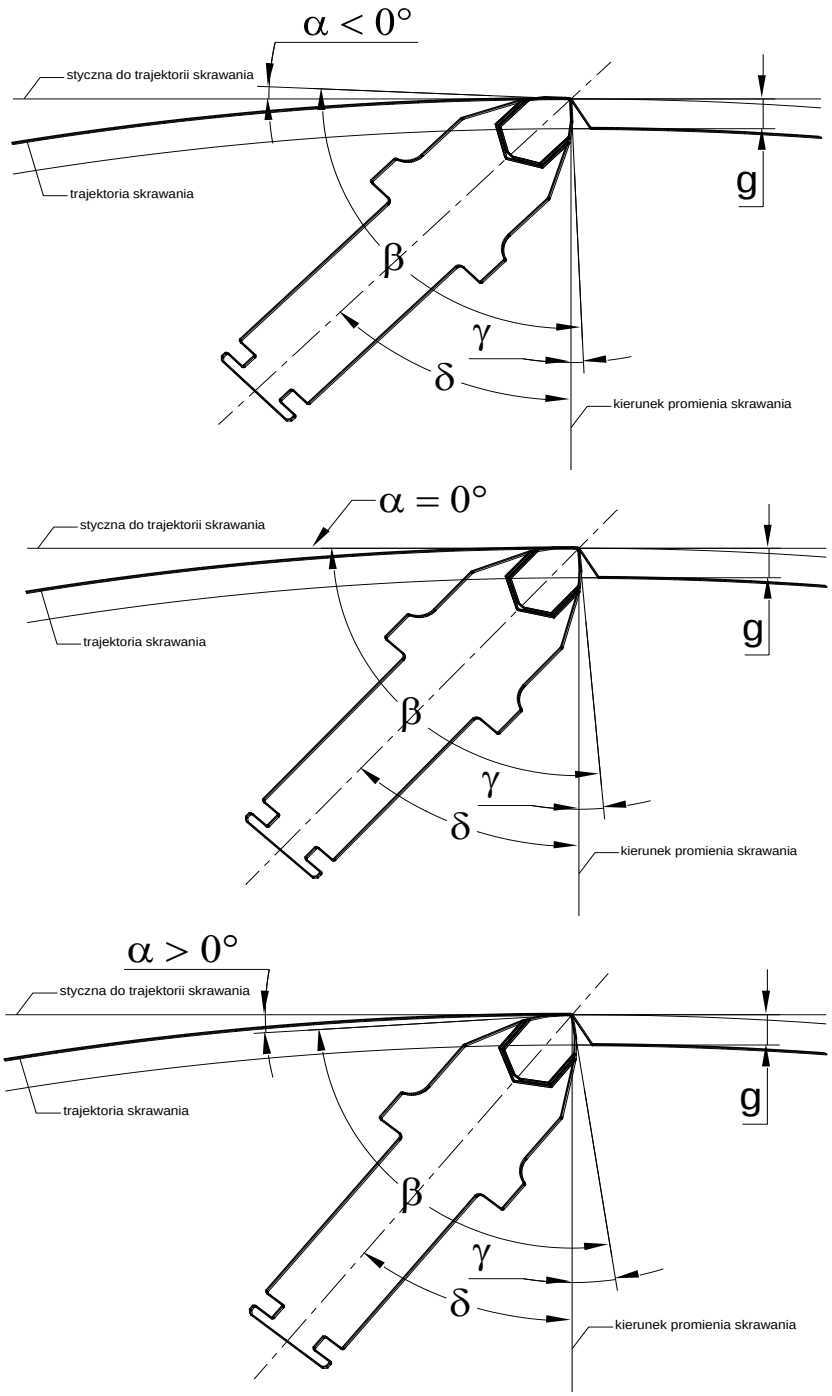


Rys.3. Widok stanowiska badawczego – urządzenie skrawające z głowicą pomiarową i założonym nożem oraz rama z zamocowanym blokiem przeznaczonym do skrawania

Do analizy sił brano tylko te fragmenty przebiegów, które odpowiadały urabianiu przy ustabilizowanej głębokości skrawania w środkowej części skrawu. Ze względu na to, że wszystkie wykonywane skrawy były skrawami otwierającymi, a oś noży urabiających zawsze leżała w płaszczyźnie skrawania, siła boczna zmieniała się nieznacznie. Gwałtowny spadek sił skrawania i docisku na końcu uzyskiwanych przebiegów odpowiada wyjściu noża z bloku skalnego (rys. 5).

Prawidłowe ustawienie noża powinno być takie, aby nóż swoim wierzchołkiem ostrza kontaktował się ze skałą na dnie bruzdy. Z sytuacją taką mamy do czynienia, gdy kąt przyłożenia jest równy lub większy od zera. Jednak ze względu na stosowanie noży o kątach ostrza większych od 90°, zużywanie się ostrzy w czasie urabiania lub nieprawidłowe ustawienie noży, kąt przyłożenia przyjmuje wartości ujemne. W celu określenia jak wartości kąta przyłożenia wpływają na wartości sił, badania przeprowadzano dla ustalonych następujących wartości kąta przyłożenia: α = -2°, α = 0°, α = +2°. Zmianę kąta przyłożenia dla noża o ustalonym kącie ostrza uzyskiwano przez zmianę kąta ustawienia noża odchylając odpowiednio ruchomą płytę górną głowicy pomiarowej. Schematycznie ustawienia te przedstawiono na rysunku 4.

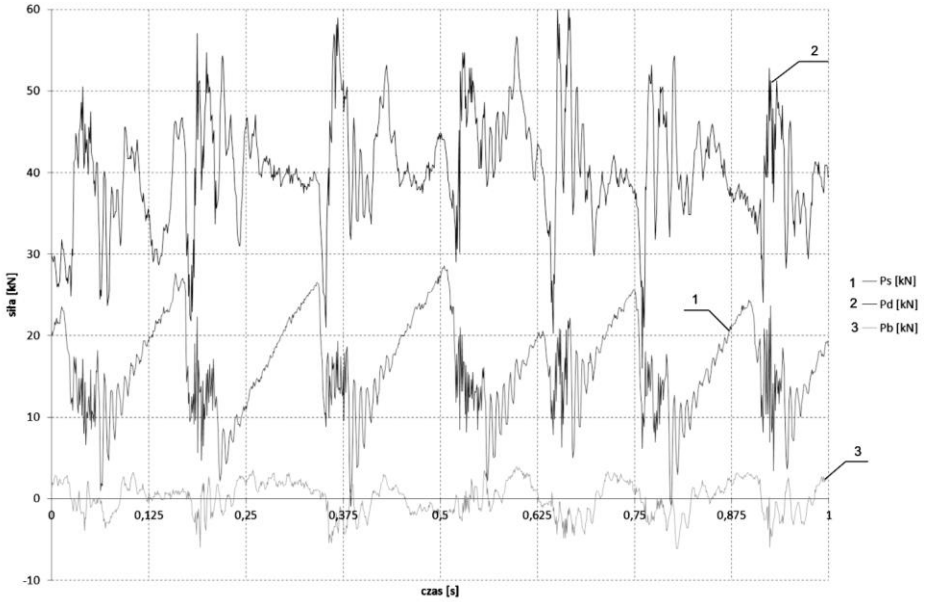
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.4. Rozpatrywane przypadki kąta przyłożenia noża uzyskane przez zmianę kąta ustawienia

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przykładowy fragment przebiegu czasowego sił dla wartości kąta przyłożenia wynoszącego -2°, podczas skrawania bloku betonowego o R_c = 25 MPa przedstawiono na rysunku 5. Głębokość skrawania była równa 15 mm, a kąt ostrza wynosił 93°. W przedstawionym przebiegu można zaobserwować wyraźny spadek zarówno siły skrawania, jak i siły docisku. Średnia wartość siły skrawania wynosi 16,1 kN, a wartości szczytowe osiągają od 25 kN do 28 kN. Dla kąta przyłożenia α = 0° i α = +2° średnia wartość siły skrawania wynosiła odpowiednio 14 kN i 12,8 kN, natomiast wartości szczytowe tej siły mieściły się w przedziałach od 19 kN do 22 kN. Podobną tendencję obserwowano również w przypadku wykonywania innych skrawów o takich samych parametrach [3]. Zbiorcze zestawienie wyników obrazujące wpływ kąta przyłożenia na wartości sił uzyskanych w tej serii badań przedstawiono na rysunku 6. Na rysunku zostały przedstawione zakresy zmienności oraz średnie wartości sił: skrawania, docisku i całkowitej wypadkowej działającej na ostrze.

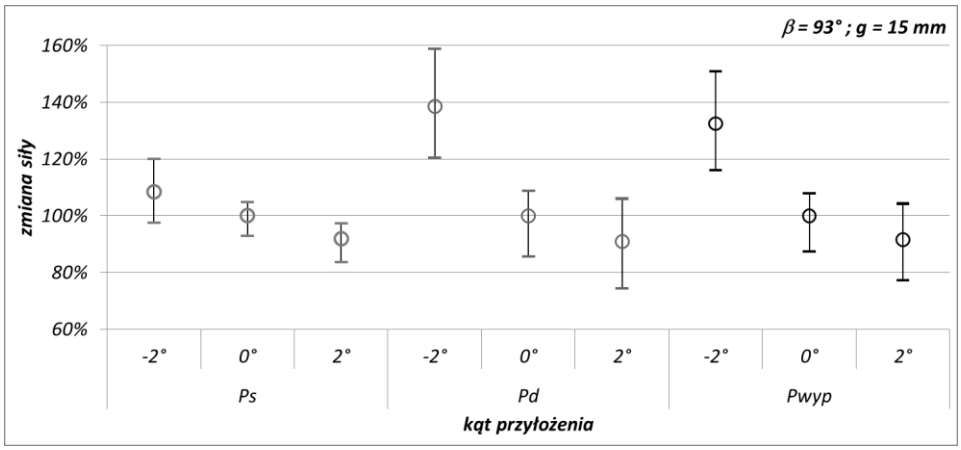


Rys.5. Fragment przebiegu czasowego sił dla kąta przyłożenia α = -2°

Jako punkt odniesienia do analizy zmiany wartości sił przyjęto średnią wartość danej siły dla kąta przyłożenia 0°, która to wartość jest uznawana za minimalną prawidłową w procesie skrawania. Zmiana kąta przyłożenia o 4° w zakresie od +2° do -2° powodowała wzrost średniej wartości siły skrawania średnio o 16%, charakter tej zmiany jest liniowy. Inaczej przedstawia się zmiana wartości siły docisku. Wzrost kąta przyłożenia od 0° do +2° powodował podobną zmianę średniej wartości tej siły, jak w przypadku siły skrawania, ale zmiana kąta przyłożenia od 0° do -2° powodowała znacznie większy względny przyrost siły docisku – średnio prawie o 40%. Wartości sił skrawania i docisku

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

rzutują na wartość siły wypadkowej, która ze zmianą kąta przyłożenia od 0° do +2° malała średnio o 9%, natomiast ze zmianą kąta przyłożenia od 0° do -2° rosła średnio ponad 30%.



Rys.6. Wpływ kąta przyłożenia na zmianę średniej wartości sił na ostrzu noża

4. Walidacja modelu obciążenia noża stożkowego

Walidacja opracowanego modelu obciążenia noża urabiającego oraz identyfikacja jego parametrów przeprowadzona została dwuetapowo. W pierwszym etapie wykorzystane zostały wyniki pomiaru sił działających na nóż stożkowy, uzyskane w trakcie badań stanowiskowych. Dla rzeczywistych charakterystyk obciążenia noża w procesie urabiania bloku cementowo – piaskowego o znanych własnościach (R_c, κ, E, ν) wyznaczone zostały uśrednione, w okresach 1–sekundowych, wartości maksymalne siły skrawania $P_s^{\max}$. Analiza wartości maksymalnych siły skrawania wynika z przyjętego modelu obciążenia noży, w którym rozpatruje się stan obciążenia noża w chwili odspojenia ziarna urobku, a więc gdy następuje pokonanie wytrzymałości urabianej skały na rozciąganie. Nóż poddawany jest wówczas działaniu maksymalnej siły skrawania w danym cyklu odspojenia. Dla rozpatrywanych interwałów czasowych określone zostały także wartości uśrednione siły docisku, odpowiadające wartościom maksymalnym siły skrawania $P_d\left(P_s^{\max}\right)$. Dokonano identyfikacji wartości parametrów procesu skrawania – kąta ostrza noża β, ruchowego kąta przyłożenia α_r, średniej głębokości efektywnej skrawów g_{EF}, średniego kąta bocznego rozkruszenia ψ.

Ponieważ istotnym czynnikiem wpływającym na obciążenie noży skrawających jest siła tarcia ostrza o skałę, niezbędne było również doświadczalne wyznaczenie współczynnika tarcia w parze ciernej: nóż – skała μ. Wartość tego współczynnika określono w oparciu o pomiar składowych

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

obciążenia noża podczas jego ruchu we wcześniej wykonanej bruździe. W trakcie tego ruchu nóż poddany działaniu siły docisku o znanej (zmierzonej) wartości obciążony był dodatkowo siłą działającą w kierunku jego ruchu. Wartość średnia tej siły jest równa sile tarcia pobocznicy ostrza stożkowego o dno i powierzchni boczne skrawu i jest proporcjonalna do siły docisku noża do dna bruzdy.

Na rysunku 7 pokazano wyniki analizy zgodności wartości siły skrawania uzyskanych z symulacji komputerowej oraz badań stanowiskowych. Jak widać, badana zależność jest liniowa. Współczynnik korelacji wynosi tu R = 0,93. Korelacja pomiędzy badanymi wielkościami jest przy tym statystycznie istotna, co potwierdzają przeprowadzone testy w programie Statistica. Wartość statystyki dla testu t–Studenta wynosi t = 11,779, przy czym wartość prawdopodobieństwa testowego p jest zdecydowanie mniejsza od przyjętego poziomu istotności (α = 0,05), co wskazuje na istotność statystyczną korelacji rozpatrywanych wielkości. Podobnie, jak w przypadku siły skrawania również dla siły docisku zachodzi wysoce istotna korelacja pomiędzy wartościami uzyskanymi z symulacji komputerowej oraz uzyskanymi w trakcie pomiarów na stanowisku doświadczalnym (rys. 8). Współczynnik korelacji kształtuje się przy tym na podobnym poziomie, jak w przypadku siły skrawania (R = 0,92). Wartość statystyki t wyniosła tu 10,478, przy czym prawdopodobieństwo testowe p było zdecydowanie mniejsze od założonego poziomu istotności (α = 0,05), co świadczy o tym, że korelacja tych wielkości jest istotna statystycznie.

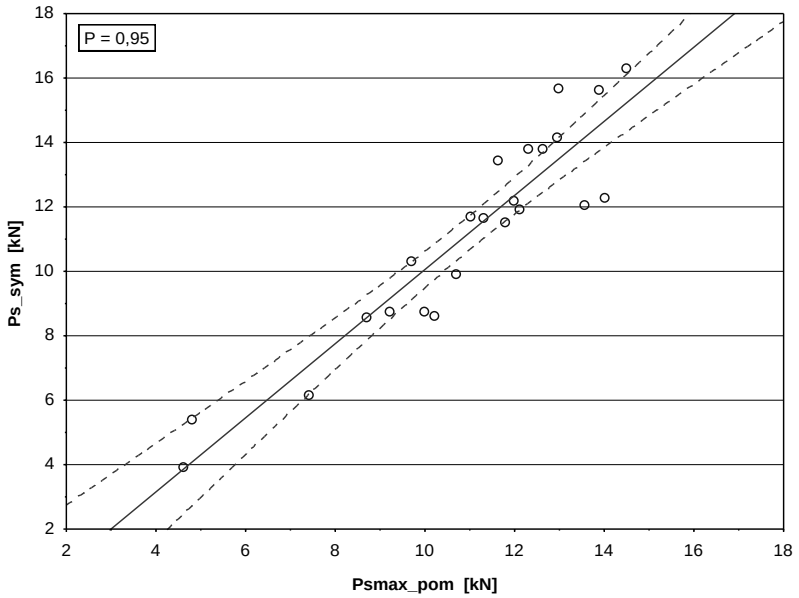
5. Podsumowanie

Przeprowadzona analiza teoretyczna pozwoliła na ustalenie kontaktu noża stożkowego z urabianą calizną w zależności od cech geometrycznych noży i geometrii skrawania. Kontakt noża z calizną powoduje jego wgniatanie w urabianą skałę, co prowadzi do powstania dodatkowego obciążenia skutkującego wzrostem siły skrawania i docisku. Dla zadanej postaci odkształcenia powierzchni bocznych oraz dna bruzdy, wyznaczono rozkład nacisku wywołanego dociskiem noża w wyniku rozwiązania równania wiążącego odkształcenie powierzchni ograniczającej półprzestrzeń sprężystą z obciążeniem (naciskiem) wywołującym dane odkształcenie.

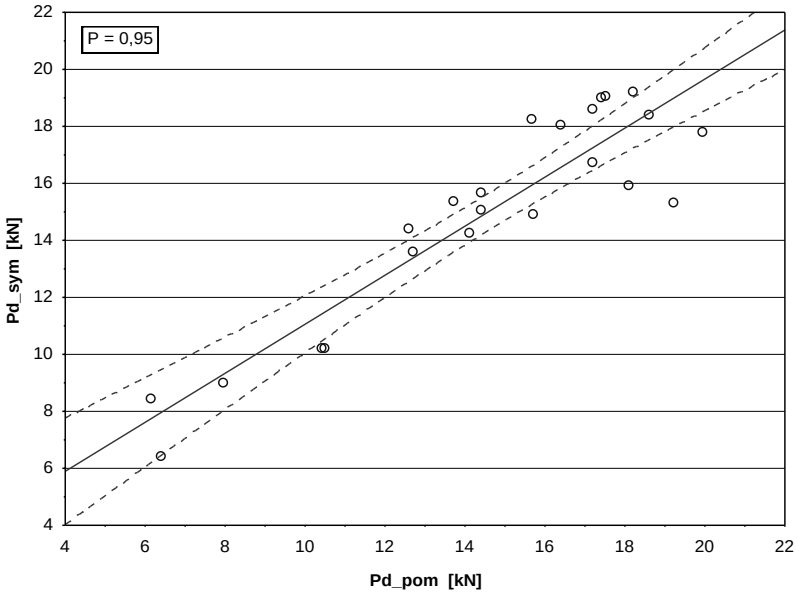
W celu weryfikacji opracowanego modelu obciążenia noża stożkowego przeprowadzono badania eksperymentalne na stanowisku badawczym, odzwierciedlającym warunki pracy noża na organie urabiającym kombajnu ścianowego. Uzyskane wyniki badań wykazały istotny wzrost siły skrawania i docisku w wyniku zmiany kąta przyłożenia z dodatniego na ujemny. Przeprowadzona analiza zgodności wartości siły skrawania uzyskanych z symulacji komputerowej oraz badań stanowiskowych potwierdziła ich

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zgodność, a tym samym przydatność modelu do symulacji obciążenia kombajnu wynikającego z urabiania calizny węglowej.



Rys.7. Relacje pomiędzy siłą skrawania uzyskaną z symulacji komputerowej oraz z pomiaru na stanowisku do skrawania skał



Rys.8. Relacje pomiędzy siłą docisku uzyskaną z symulacji komputerowej oraz z pomiaru na stanowisku do skrawania skał

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Evans I.: Basic mechanics of the point–attack pick. Colliery Guardian, May 1984, pp. 189–193.
2. Jaszczuk M., Cheluszka P.: Model obciążenia noża stożkowego kombajnu ścianowego. Konferencja Naukowo – Techniczna: Zasilanie, telemetria i automatyka w przemyśle wydobywczym „Innowacyjność i bezpieczeństwo". Szczyrk, 14–16.06.2014 (praca nie publikowana).
3. Mann R., Pawlikowski A.: Analiza wpływu geometrii skrawania na obciążenie noży stożkowych. Konferencja Naukowo – Techniczna: Zasilanie, telemetria i automatyka w przemyśle wydobywczym „Innowacyjność i bezpieczeństwo". Szczyrk, 14–16.06.2014 (praca nie publikowana).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania i analiza układu zasilająco-sterującego górniczej lokomotywy akumulatorowej

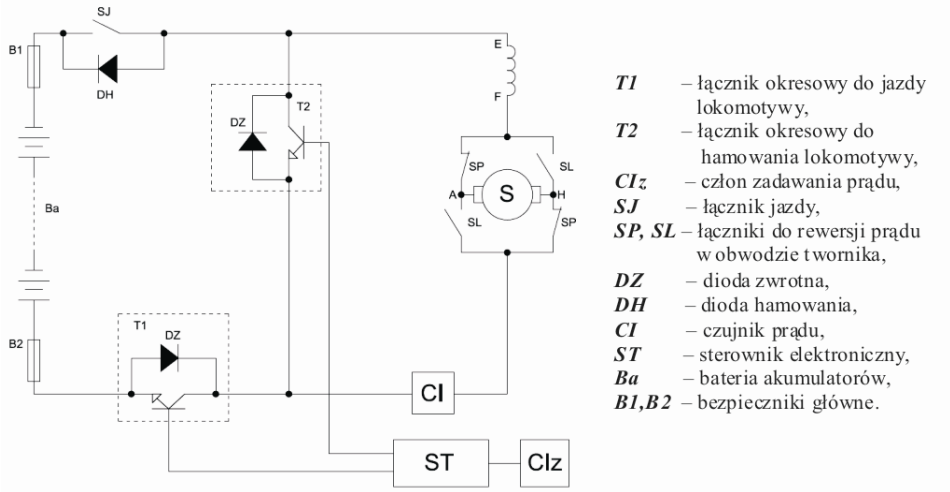
Bartosz Polnik – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Bogdan Miedziński** – Politechnika Wrocławska

1. Wprowadzenie

Przewóz ludzi w podziemnych wyrobiskach górniczych oraz transport materiałów i urobku jest jednym z najważniejszych elementów procesu produkcji. Do transportu stosuje się m.in. lokomotywy spągowe oraz ciągniki podwieszone z napędem spalinowym i elektrycznym [5]. Problemy związane z przewietrzaniem wyrobisk podziemnych wymuszają ograniczenie stosowania maszyn z napędem spalinowym, na rzecz napędów elektrycznych, które w coraz szerszym zakresie lokuje się, zwłaszcza w głębokich pokładach. Lokomotywy elektryczne z zasilaniem akumulatorowym nie ustępują mobilnością lokomotywom spalinowym. Przewyższają je natomiast sprawnością i brakiem emisji toksycznych, szkodliwych gazów. Wyższa sprawność energetyczna lokomotyw z zasilaniem akumulatorowym wpływa dodatkowo na ograniczenie emitowanego ciepła do atmosfery kopalnianej [2]. Lokomotywy elektryczne trakcyjne ustępują maszynom z zasilaniem akumulatorowym, ze względu na ograniczenia w prowadzeniu trakcji elektrycznej w wybranych rejonach kopalni. Najbardziej popularną lokomotywą elektryczną z zasilaniem akumulatorowym, nadal eksploatowaną w polskim górnictwie węgla kamiennego, jest lokomotywa typu Lea (odmiana BM-12 oraz 12P3A). Napędzana jest ona silnikiem szeregowym prądu stałego typu LDs-245 (Lea BM-12) lub LDs-327 (Lea 12P3A). W pierwszych rozwiązaniach, w układzie napędu lokomotywy z zasilaniem akumulatorowym, do sterowania rozruchem oraz do regulacji prędkości silników trakcyjnych, były stosowane rezystory [4]. Regulacja prędkości maszyny polegała na dołączaniu szeregowo rezystorów oraz przełączaniu silników trakcyjnych, z połączenia szeregowego na równoległe. Układy te posiadały wady, takie jak: trudność regulacji prędkości kątowej silników, duże straty mocy na rezystorach oraz konieczność stosowania dużej liczby styczników i nastawników przesyłających prądy o dużym natężeniu, co powodowało ich szybkie zużywanie się. Największą wadą układu sterowania był jednak brak możliwości zwrotu energii gromadzonej w procesie hamowania elektrycznego do baterii. Możliwość rekuperacji energii w górniczych lokomotywach akumulatorowych zaistniała dopiero w latach 90-tych ubiegłego wieku. Istotną rolę w unowocześnieniu, usprawnieniu i poprawieniu własności trakcyjnych lokomotyw z zasilaniem akumulatorowym odegrał Instytut Technik Innowacyjnych EMAG. Opracowano w nim i wykonano zespoły przekształtnikowe, wyposażone w łączniki okresowe prądu stałego (początkowo tyrystorowe, obecnie tranzystorowe) i układy regulacji,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przeznaczone do rozruchu, zmian prędkości i hamowania lokomotyw, o mocach silników od 12 do 90 kW [6]. Uproszczony schemat tranzystorowego łącznika prądu stałego do sterowania napędu lokomotywy zasilaniem akumulatorowym pokazano na rysunku 1.



Rys.1. Uproszczony schemat tranzystorowego łącznika prądu stałego [6]

2. Badania układu zasilająco-sterującego lokomotywy z zasilaniem akumulatorowym

Źródłem zasilania górniczych lokomotyw akumulatorowych są ogniwa kwasowo-ołowiowe, które w procesie ładowania, bądź doładowania (np. w czasie hamowania elektrycznego) wydzielają wodór [3, 7, 8]. Ilość wydzielanego wodoru z ogniwa zależy, między innymi od:

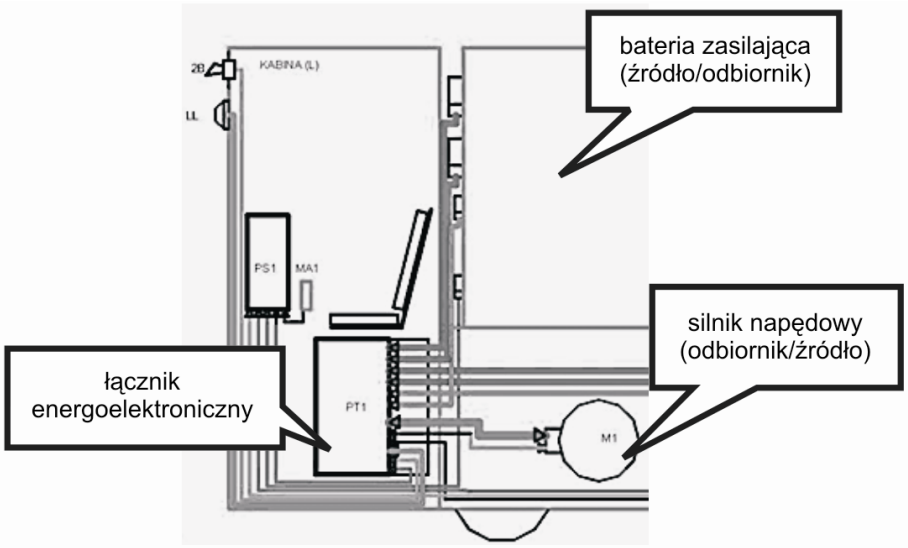
- stopnia naładowania,
- natężenia prądu ładowania,
- czasu trwania ładowania,
- temperatury elektrolitu.

Z uwagi na fakt, że wodór jest gazem wybuchowym, zgodnie z zapisami normy nr PN-EN 1889-2+A1(2010) pt. Maszyny dla górnictwa podziemnego. Podziemne maszyny samobieżne. Bezpieczeństwo. Część 2: Lokomotywy szynowe, w skrzyni, przedziale i/lub pokrywie akumulatora należy zastosować odpowiednie otwory wentylacyjne, aby nie występowało niebezpieczne stężenie oparów. Przy szacowaniu wymaganej wentylacji, stężenie gazów elektrolitycznych powinno być mniejsze niż 2%, w celu uniknięcia niebezpieczeństwa zapłonu. Z przeprowadzonej analizy wynika, że skuteczność wentylacji baterii akumulatorów w czasie pracy maszyny nie jest w żaden sposób weryfikowana.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Z tego powodu przeprowadzono badania mające na celu sprawdzenie, czy istnieje konieczność monitorowania stopnia stężenia wodoru w celu zapewnienia bezpieczeństwa oraz zachowania efektywności procesu hamowania elektrycznego, z odzyskiem energii.

Obiektem badań w rzeczywistych warunkach kopalni był układ zasilająco-sterujący górniczej lokomotywy akumulatorowej typu Lea (rys. 2). Układ ten składał się z baterii zasilającej, łącznika energoelektronicznego energii oraz silnika napędowego.



Rys.2. Uproszczony schemat blokowy obiektu badań [1]

Parametry techniczne poszczególnych podzespołów układu zasilająco-sterującego zestawiono w tabeli 1.

Podstawowe parametry techniczne badanego układu zasilająco-sterującego [9]

Tabela 1

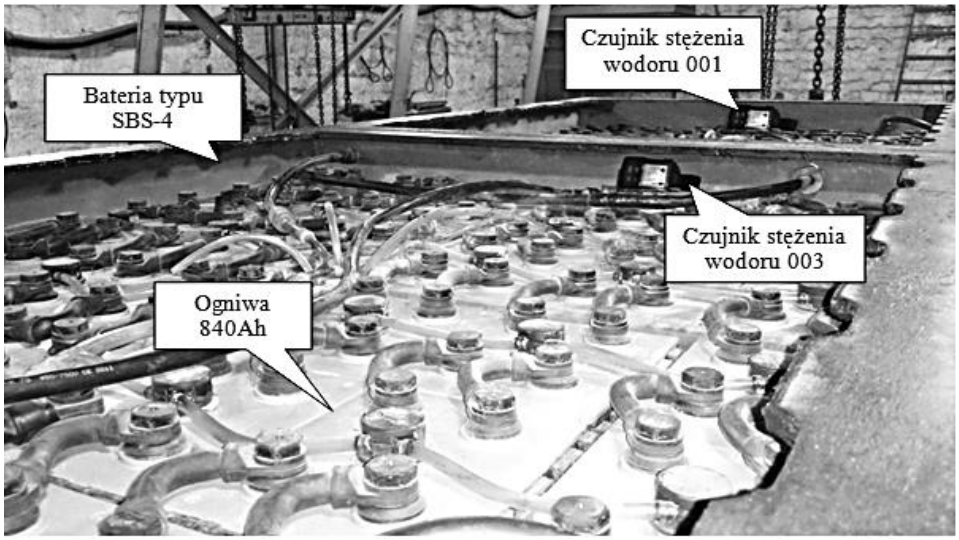
Obiekt / Dane	Moc [kW]	Napięcie [V]	Prędkość obrotowa [obr/min]	Pojemność baterii [Ah]	Prąd [A]
Lea BM-12	15,2	144	2910	840	120
Lea 12P3A	18	144	2102	840	140

Badania przeprowadzono w wyrobisku korytarzowym jednej z kopalń węgla kamiennego. W czasie badań rejestrowano następujące parametry:

- stężenie wodoru we wnętrzu baterii akumulatorów,
- natężenie oraz kształt prądu elektrycznego płynącego do baterii w czasie hamowania silnikiem elektrycznym, z rekuperacją energii.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Pomiar stężenia wodoru realizowano za pomocą dwóch czujników katalitycznych umieszczonych w komorach baterii akumulatorów (rys. 3).



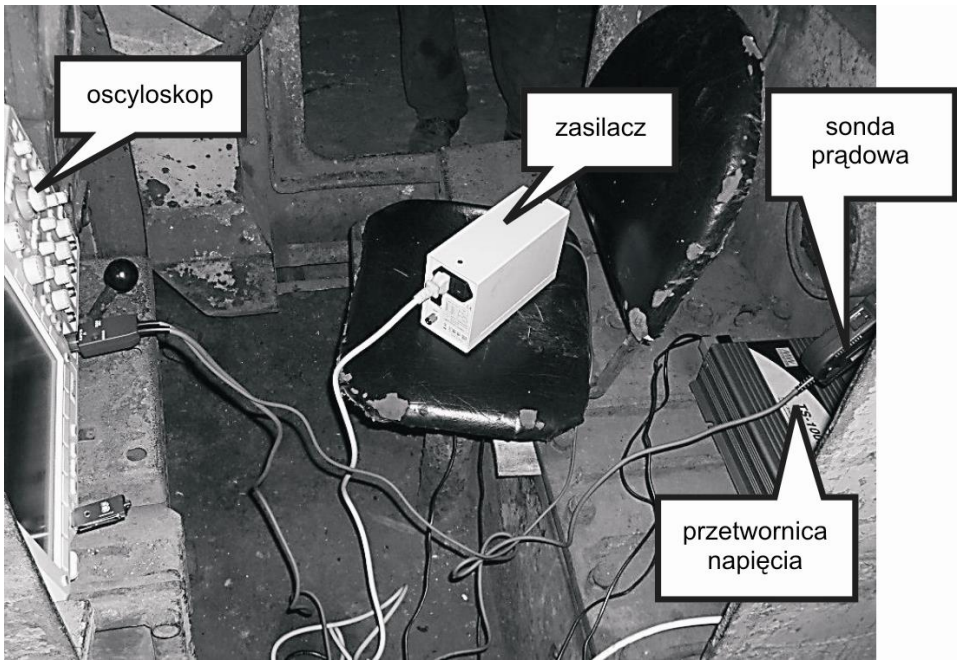
Rys. 3. Rozmieszczenie czujników stężenia wodoru we wnętrzu baterii akumulatorów [9]

Rozmieszczenie czujników stężenia wodoru wynikało z budowy ognioszczelnej baterii SBS-4 oraz kierunku jazdy lokomotywy. Czujniki stężenia wodoru umieszczone we wnętrzu naładowanej baterii akumulatorów rejestrowały stężenia wodoru podczas pracy lokomotywy górniczej aż do momentu jej rozładowania. Pomiar trwał ok. 4 zmian roboczych (ok. 24 h).

Rejestrowano procentowe stężenie wodoru DGW (Dolna Granica Wybuchowości). Przeliczenie ze stężenia procentowego na objętościowe wynikało z potrzeby określenia wybuchowego stężenia wodoru (wodór w powietrzu jest gazem wybuchowy w stężeniu od 4 do 75% obj.). Jako 100% DGW przyjęto wartość 4% obj. Odniesienie % DGW do zapisu z normy PN-EN 1889-2+A1(2010), dotyczące przewietrzania skrzyni akumulatorowej (tak, aby stężenie wodoru nie przekraczało 2% obj.), skutkowało tym, że pomiar stężenia wodoru poniżej 50% DGW oznaczał spełnienie wymagań bezpieczeństwa. Należy podkreślić, że przekroczenie poziomu stężenia wodoru powyżej 50% DGW nie stanowiło zagrożenia, a jedynie sygnalizowało niespełnienie wymogów normy. Realne zagrożenie wybuchem wodoru pojawia się w przypadku przekroczenia poziomu jego stężenia powyżej 90% DGW.

Pomiar natężenia oraz kształtu prądu elektrycznego rejestrowano za pośrednictwem odpowiedniej sondy prądowej (rys. 4).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.4. Zespół urządzeń do pomiaru natężenia i kształtu prądu [9]

Ponieważ emisja wodoru następowała tylko podczas ładowania (doładowania) ogniw, rejestrowano przebiegi prądu wyłącznie w czasie hamowania silnikiem elektrycznym, z odzyskiem energii.

3. Analiza wyników badań

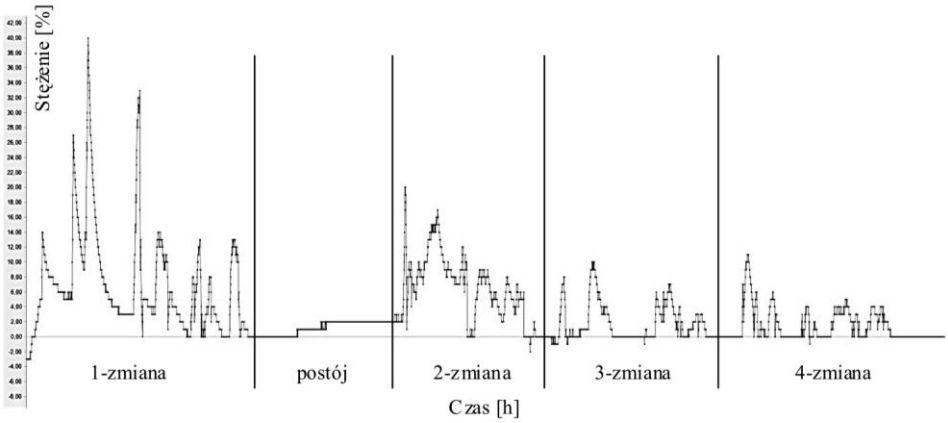
Analizy uzyskanych wyników badań dokonywano pod kątem wpływu natężenia oraz odkształcenia prądu na intensywność wydzielania się wodoru. Do analizy odkształcenia przebiegów prądu stosowano szybką transformatę Fouriera (FFT), stosowaną dla przebiegów okresowych. Przebiegi natężenia prądu zarejestrowane w czasie badań były okresowe, jednakże posiadały charakter zanikający, który znacząco utrudniał ich analizę. Każdy przebieg składał się z dwóch części: pracy oraz hamowania.

Na rysunku 5 zaprezentowano przebieg stężenia wodoru zarejestrowany podczas badania górniczej lokomotywy akumulatorowej typu Lea BM-12.

Najwyższe stężenie wodoru zarejestrowano w czasie pierwszej zmiany roboczej. Na kolejnych zmianach przebiegi stężenia wodoru nie różniły się znacząco (stężenie wodoru nie przekraczało 20% DGW-0,8% obj.). Wysokie stężenie wodoru, zarejestrowane podczas pierwszej zmiany roboczej, wynikało z faktu, że bateria była wtedy w pełni naładowana, i hamowanie elektryczne z rekuperacją energii powodowało doładowanie ogniw i emisję wodoru. Ponadto w trakcie trwania pierwszej zmiany, ruch maszyn transportowych był

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

najbardziej intensywny. Na rysunku 6 przedstawiono przykładowe przebiegi natężenia i odkształcenia prądu, zarejestrowane podczas pierwszej zmiany roboczej, dla pracującej lokomotywy z zasilaniem akumulatorowym typu Lea BM-12.



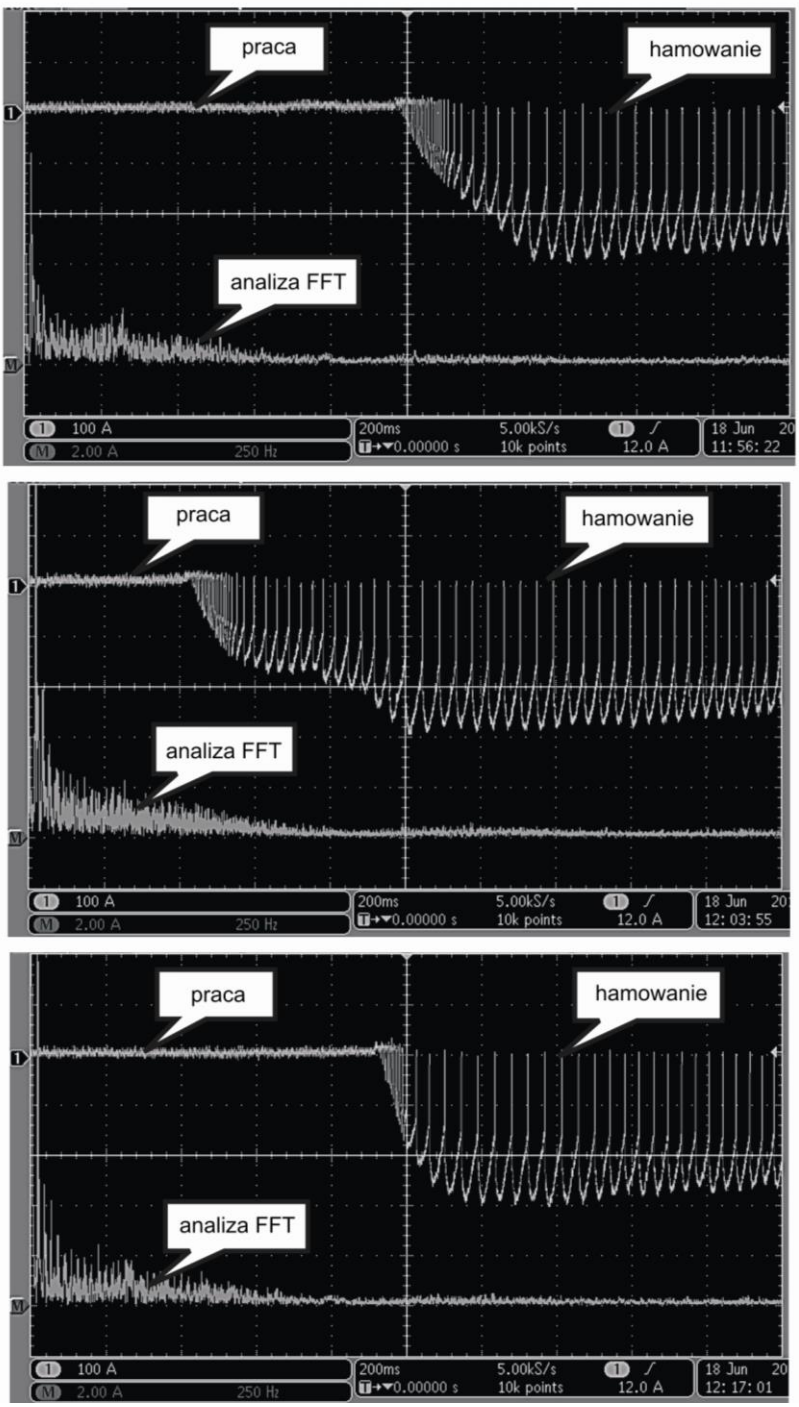
Rys.5. Przebieg stężenia wodoru zarejestrowane podczas pracy lokomotywy Lea BM-12 [9]

Hamowanie elektryczne lokomotywy odbywało się każdorazowo z amplitudą prądu o wartości I_M = 300 A (średnia wartość skuteczna natężenia prądu wynosiła $I_{Śr} \approx 200$ A). Czas trwania hamowania, od momentu jego rozpoczęcia aż do zatrzymania lokomotywy wynosił $T \approx 3$ s. Hamowanie manewrowe (wytracanie prędkości) odbywało się poprzez jazdę na wybiegu (faza przejścia pomiędzy pracą, a hamowaniem elektrycznym). Hamowanie elektryczne, z rekuperacją energii, służyło do jej zatrzymania.

Na rysunku 7 zaprezentowano przebieg stężenia wodoru zarejestrowany podczas badania górniczej lokomotywy akumulatorowej typu Lea 12P3A.

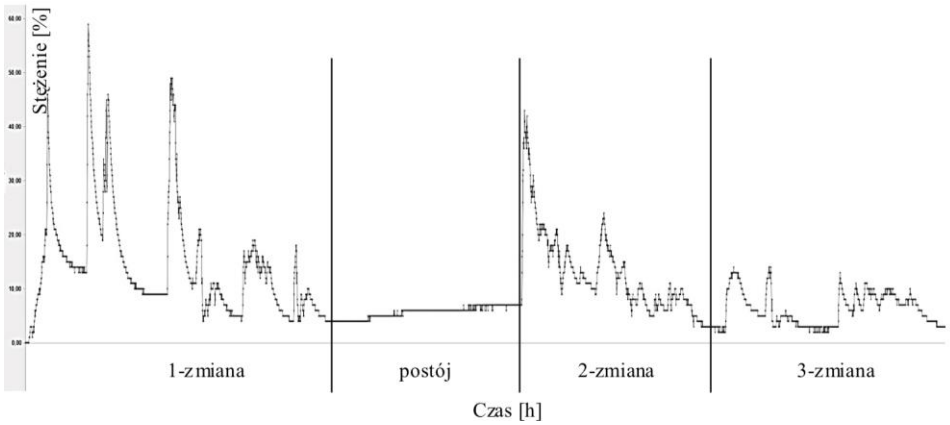
Najwyższe stężenie wodoru zarejestrowano ponownie w czasie pierwszej zmiany - 60% DGW (2,4% obj.). Również w trakcie trwania drugiej zmiany stężenie wodoru przekraczało 40% DGW (1,6% obj.). Dopiero na trzeciej zmianie, stężenie wodoru spadło poniżej 20% DGW (0,8% obj.). Wysokie stężenie wodoru zarejestrowane podczas pierwszej zmiany wynikało z tych samych powodów, co w przypadku badań lokomotywy Lea BM-12. Jego wartość, przewyższająca wartości zarejestrowane wcześniej, wynikała z większego natężenia prądu jaki płynął do baterii w czasie hamowania elektrycznego lokomotywy Lea 12P3A, w porównaniu z lokomotywą Lea BM-12. Na rysunku 8 przedstawiono przebiegi natężenia i odkształcenia prądu zarejestrowane podczas pierwszej zmiany roboczej.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.6. Przebiegi natężenia prądu wraz z analizą FFT
zarejestrowane podczas badań lokomotywy Lea BM-12 [9]

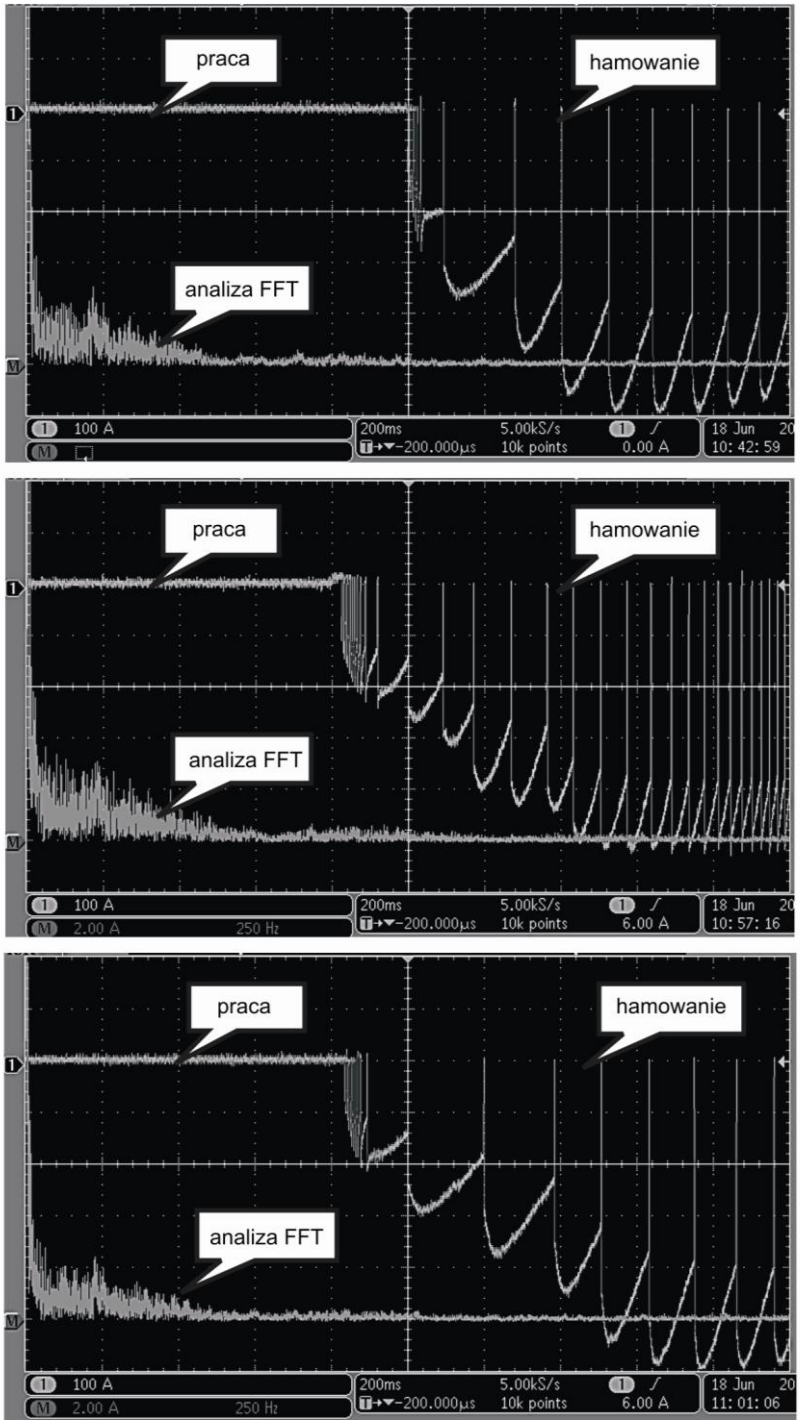
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.7. Przebieg stężenia wodoru zarejestrowane podczas pracy lokomotywy Lea 12P3A [9]

Amplituda natężenia prądu w czasie badania układu zasilająco-sterującego lokomotywy typu Lea 12P3A wynosiła I_M = 600 A i była dwukrotnie wyższa niż dla układu zasilająco-sterującego z lokomotywy Lea BM-12. Średnia wartość skuteczna natężenia prądu była również wyższa niż w przypadku lokomotywy Lea BM-12 i wynosiła $I_{Śr} \approx 400$ A. Czas hamowania lokomotywy, z uwagi na wyższą wartość prądu, był o 30% krótszy i wynosił $T \approx 2$ s. Na podstawie analizy FFT można stwierdzić, że prąd płynący do baterii, w procesie hamowania elektrycznego, z rekuperacją energii, był zniekształcony wyższymi harmonicznymi. Amplituda zniekształceń była niewielka i mieściła się w zakresie od 6 do 12 A. Charakter i poziom zniekształceń prądu, dla obydwu badanych układów, był powtarzalny, co wynikało z faktu, że zarówno w lokomotywie Lea BM-12 jak i Lea 12P3A zastosowano ten sam układ sterowania, bazujący na tranzystorowych łącznikach okresowych. Różnica wartości natężenia prądu pomiędzy badanymi obiektami wynikała z zastosowanego ogranicznika prądu w układach sterowania lokomotyw, napędzanych silnikiem prądu stałego typu LDs-245. Układy sterowania dedykowane dla lokomotyw typu Lea 12P3A, wyposażonych w silnik napędowy prądu stałego typu LDs-327, nie posiadały ogranicznika prądu. Skutkowało to wzrostem efektywności hamowania i sprawności całego układu zasilająco-sterującego. Dzięki temu można było zmienić parametry elektryczne silnika, np. obniżono jego prędkość obrotową.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.8. Przebiegi natężenia prądu wraz z analizą FFT zarejestrowane podczas badań lokomotywy Lea 12P3A [9]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Podsumowanie

Badania układu zasilająco-sterującego górniczych lokomotyw elektrycznych z zasilaniem akumulatorowym typu Lea BM-12 i Lea 12P3A umożliwiły ocenę skuteczności systemu wentylacji baterii akumulatorowych oraz określenie wpływu natężenia oraz kształtu prądu ładującego baterię na poziom emisji wodoru. Uzyskane wartości stężenia wodoru pozwoliły stwierdzić, że wymogi normy odnośnie stężenia wodoru (poniżej 2% obj.) w trakcie pracy maszyny nie były spełnione. Wynikało to z niewłaściwego eksploatowania lokomotyw, w tym złej konserwacji baterii akumulatorów. Każdy z producentów baterii akumulatorowych w instrukcji użytkowania jasno precyzuje, w jakim stanie należy utrzymywać obudowę ogniw, aby zapewnić optymalną wentylację. Dodatkowo, sprecyzowano minimalny czas przewietrzania baterii, po zakończeniu jej ładowania. Prawdopodobnie użytkownicy nie przestrzegają zapisów instrukcji, tym samym bagatelizują występujące zagrożenie nadmiernej emisji wodoru. Należy jednak podkreślić, że w trakcie prowadzenia badań nie zarejestrowano stężenia wodoru o wartości powyżej 85% DGW, czyli nie wystąpiło realne zagrożenie wybuchu gazu.

Przebiegi natężenia prądu doładowującego baterie akumulatorów w czasie hamowania elektrycznego wskazują, że największy wpływ na emisję wodoru ma jego natężenie oraz czas, w którym przepływa on przez ogniwa. Im wyższe natężenie prądu, tym wyższa skuteczność hamowania oraz wyższa efektywność pracy układu zasilająco-sterującego (większy odzysk energii). Związane jest to jednak z wydzielaniem się wodoru o stężeniu przekraczającym 2% obj. W celu zmniejszenia jego stężenia poniżej wymaganego poziomu, przy jednoczesnym maksymalnym zwrocie energii, należy dążyć do utrzymania właściwego systemu wentylacji baterii (systematycznie konserwować obudowę oraz skutecznie przewietrzać baterię po jej naładowaniu).

Na podstawie wyników badań wpływu odkształcenia prądu doładowującego baterię na intensywność wydzielania się wodoru należy stwierdzić, że nie można jednoznacznie określić tego związku. Wynika to z faktu, że w dotychczas stosowanych układach zasilająco-sterujących nie zastosowano filtrów eliminujących odkształcenia, a co za tym idzie nie można porównać wyników badań.

Literatura

1. Budzyński Z., Polnik. B.: „Mechatroniczny układ sterowania i napędu akumulatorowych kolei szynowych przeznaczonych do pracy w atmosferze wybuchowej”. Maszyny Górnicze. Nr 2, 2011, s. 45-51.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Budzyński Z., Gąsior T., Polnik. B.: „Analiza porównawcza zastosowania napędu synchronicznego i asynchronicznego w górniczych lokomotywach akumulatorowych". Maszyny Górnicze. Nr 4, 2011, s. 31-37.
3. Hulanicki A.: „Współczesna chemia analityczna. Wybrane zagadnienia". PWN Warszawa 2001 r.
4. Pawlaczyk L.: „Przekształtniki energoelektroniczne w zastosowaniach przemysłowych". Prace Naukowe Instytutu Maszyn, Napędów i Pomiarów Elektrycznych Politechniki Wrocławskiej. Nr 58, 2005, s. 1-24.
5. Polnik B.: „Silnik PMSM jako nowoczesny napęd w górniczych systemach transportowych". Maszyny Elektryczne – Zeszyty problemowe. Nr 1, 2012, s. 81-86.
6. Szczucki F.: „Rozwój energooszczędnych urządzeń i napędów maszyn górniczych oraz systemów transportowych". Wiadomości Elektrotechniczne. Nr 1, 2006, s. 3-9.
7. Świątek J.: „Przegląd technologii akumulatorów kwasowo-ołowiowych" Automatyka Elektroenergetyczna nr 1/2000 r.
8. Świątek J.: „Ewolucja technologii akumulatorów kwasowo-ołowiowych" Energetyka nr 4/2000 r.
9. Polnik B.: „Badania i analiza pracy układu zasilająco-sterującego górniczej lokomotywy akumulatorowej" Praca statutowa ITG Komag Gliwice 2014 r. (materiały nie publikowane).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

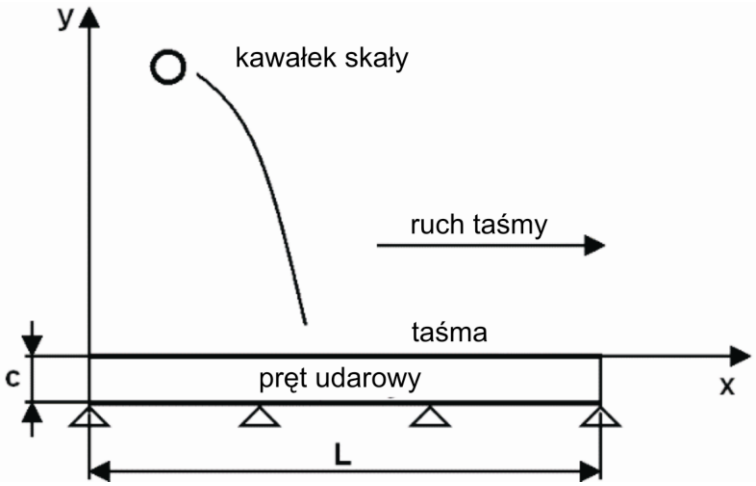
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dynamika uderzenia skały w taśmę przenośnika taśmowego z podstawką udarową

Horst Gondek - VŠB – Uniwersytet Techniczny w Ostrawie, **Jiří Neruda** - Severočeské doly, a.s., **Jiří Pokorný** - Fire Rescue Service of Moravian-Silesian Region

Budowa modelu matematycznego uderzenia kawałka skały w taśmę przenośnika oparta jest na założeniach:

- całe zdarzenie uderzenia oraz połączone z nim zjawiska zachodzą w części podstawki udarowej,
- kawałek skały jest mały w stosunku do wielkości taśmy i podstawki udarowej oraz jest idealnie sztywny,
- taśma jest idealnie giętka,
- materiał taśmy odpowiada modelowi Kelvina-Voigta,
- w czasie uderzenia skały w taśmę kawałek skały wraz z taśmą przmieszczają się w kierunku pionowym,
- podczas uderzenia kawałka skały w taśmę dochodzi do jego poślizgu na taśmie.



Rys.1. Schemat badanego układu

W modelu matematycznym uwzględniono:

- naprężenie wstępne taśmy,
- podatność wzdłużną i tłumienie taśmy,
- sztywność stykową i tłumienie między taśmą i prętami udarowymi.

W modelu matematycznym nie uwzględniono:

- opór środowiska (powietrza) przeciw ruchowi kawałka skały.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Schemat badanego układu pokazany jest na rysunku 1. Całe zdarzenie uderzenia kawałka skały w taśmę przenośnika można podzielić na trzy obszary. W pierwszym obszarze kawałek skały porusza się jako ciało swobodne. Do drugiego obszaru dostaje się w momencie jego styku z taśmą i kończy się w momencie uderzenia taśmy w pręty udarowe. W trzecim obszarze taśma styka się z prętami udarowymi. Następnie kawałek skały przechodzi z powrotem przez drugi obszar do obszaru pierwszego oraz ewentualnie dochodzi do następnego uderzenia w taśmę.

Obszary określone są przez pionową współrzędną y_B następująco:

$$0 < y_B \tag{1}$$

$$-c < y_B < 0 \tag{2}$$

$$y_B < -c \tag{3}$$

gdzie: c jest szerokością szczeliny pomiędzy taśmą i prętami udarowymi oraz y_B to pionowa współrzędna położenia kawałka skały (rys. 1).

Ruch kawałka skały w pierwszym obszarze opisany jest równaniami:

$$m_B \ddot{x}_B = 0 \tag{4}$$

$$m_B \ddot{y}_B = -m_B g \tag{5}$$

gdzie: m_B jest masa kawałka skały, x_B jest współrzędną poziomą położenia kawałka skały w układzie współrzędnych pokazanym na rysunku 1, g jest przyspieszeniem ziemskim oraz ($\ddot{}$) wyraża drugą pochodną względem czasu.

W drugim obszarze kawałek skały spada na taśmę. Następnie wraz z taśmą porusza się w kierunku pionowym oraz może równocześnie poruszać się z taśmą przenośnika w kierunku poziomym. Wpływ bezwładności taśmy określony jest za pomocą jej masy równoważnej jedynie w kierunku pionowym. Zakłada się również, że uderzenie kawałka skały w taśmę jest idealnie plastyczne.

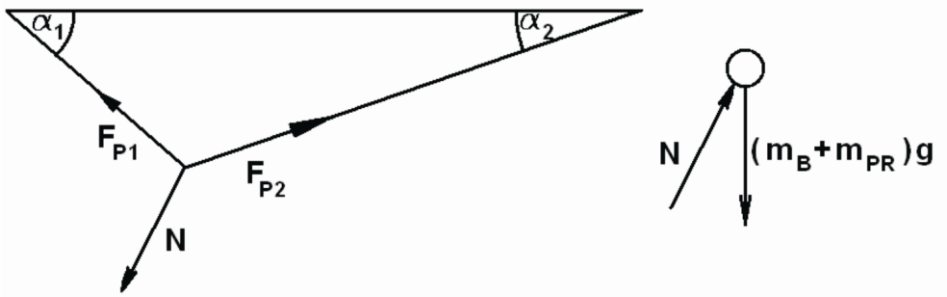
Równowaga sił taśmy zdeformowanej opisany jest równaniami:

$$-F_{P1}\cos\alpha_1 + F_{P2}\cos\alpha_2 - N_x = 0 \tag{6}$$

$$F_{P1}\sin\alpha_1 + F_{P2}\sin\alpha_2 - N_y = 0 \tag{7}$$

gdzie: F_{P1}, F_{P2} są to siły osiowe z przedniej i tylniej części taśmy (względem kawałka skały, rys. 2), N_x, N_y są to składowe w kierunku poziomym i pionowym siły N działającej między taśmą i kawałkiem skały (rys. 2), α_1, α_2 są to kąty, o które obraca się przednia i tylnia część taśmy w stosunku do kierunku poziomego po uderzeniu kawałka skały (rys. 2).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Schemat interakcji sił między kawałkiem skały i taśmą w drugim obszarze

Ruch kawałka skały w drugim obszarze określony jest równaniami:

$$m_B \ddot{x}_B = N_x \tag{8}$$

$$\left(m_B + m_{PR}\right) \cdot \ddot{y}_B = N_y - \left(m_B + m_{PR}\right) \cdot g \tag{9}$$

gdzie: m_{PR} jest to zredukowana masa taśmy.

Z analizy geometrycznej dla kątów przedniej i tylnej części taśmy wynika:

$$tg\alpha_1 = \frac{-y_B}{x_B} \tag{10}$$

$$tg\alpha_1 = \frac{-y_B}{x_B} \tag{11}$$

gdzie: L jest długością podstawki udarowej.

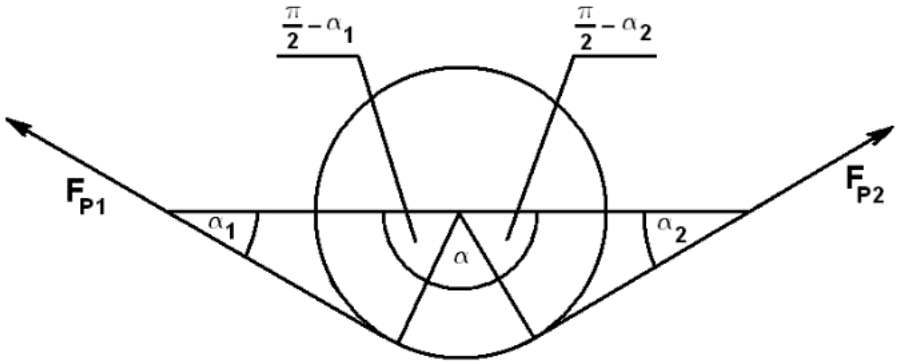
Siła w taśmie określona jest przez jej naprężenie wstępne oraz dalej przez siły sprężystości i tłumienia wynikające z wydłużenia taśmy i jego zmiany w czasie ze względu na ugięcie taśmy. Siły w obu jej częściach będą nieznacznie różnić się z powodu tarcia podczas poślizgu taśmy po powierzchni kawałka skały (rys. 3).

$$F_{P2} = F_P + k_P \Delta L_P + \eta_P k_P \Delta \dot{L}_P \tag{12}$$

$$F_{P1} = F_{P2} e^{-f_P \alpha} \tag{13}$$

gdzie: F_P jest siłą rozciągającą w taśmie spowodowaną napędem, k_P jest sztywnością osiową taśmy, η_P jest współczynnikiem tłumienia lepkiego materiału taśmy, ΔL jest wydłużeniem taśmy ze względu na jej ugięcie, f_P jest współczynnikiem tarcia między taśmą i kawałkiem skały, α jest kątem opasania taśmy wokół kawałka skały (rys. 3) oraz $(\dot{\cdot})$ oznacza pierwszą pochodną według czasu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.3. Geometria styku między taśmą i kawałkiem skały

Sztywność, wydłużenie taśmy i jego zmiana w czasie oraz kąt opasania dane są relacjami fizycznymi i geometrycznymi:

$$k_P = \frac{E_P S_P}{L} \tag{14}$$

$$\Delta L_P = \sqrt{x_B^2 + y_B^2} + \sqrt{(L - x_B)^2 + y_B^2} - L \tag{15}$$

$$\Delta \dot{L}_P = \frac{x_B \dot{x}_B + y_B \dot{y}_B}{\sqrt{x_B^2 + y_B^2}} + \frac{-(L - x_B)\dot{x}_B + y_B \dot{y}_B}{\sqrt{(L - x_B)^2 + y_B^2}} \tag{16}$$

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 \tag{17}$$

Aby rozwiązać równania ruchu (9), należy znać warunki początkowe tj. prędkość kawałka skały wraz z taśmą. Zakładając idealne uderzenie plastyczne prędkość kawałka skały wraz z taśmą można określić znając masę i prędkość początkową (prędkość uderzenia kawałka skały w taśmę, zerową prędkość taśmy w kierunku pionowym) na podstawie zasady zachowania pędu:

$$m_B \cdot \dot{y}_{B1} = (m_B + m_{PR}) \cdot \dot{y}_{B2} \tag{18}$$

$$\dot{y}_{B2} = \frac{m_B}{(m_B + m_{PR})} \cdot \dot{y}_{B1} \tag{19}$$

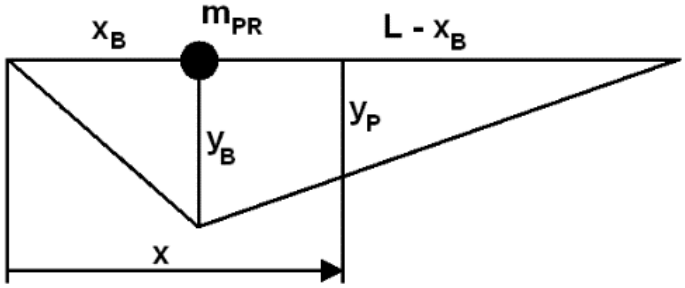
gdzie: $\dot{y}_{B1}, \dot{y}_{B2}$ są prędkością kawałka skały w kierunku pionowym na wyjściu z pierwszego obszaru (bezpośrednio przed jego uderzeniem w taśmę) oraz na wejściu do drugiego obszaru (w momencie bezpośrednio po jego uderzeniu w taśmę).

Zredukowana masa taśmy określona jest z równości energii kinetycznej układu pierwotnego i zredukowanego. Dla rozkładu prędkości w kierunku pionowym wzdłuż długości taśmy przyjmuje się, że jest taki sam jak rozkład ugięć dla obciążenia taśmy w kierunku pionowym w miejscu kawałka skały.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

$$\frac{1}{2}\cdot m_{PR}\cdot \dot{y}_B^2 = \frac{1}{2}\cdot \int_0^L \mu_P \cdot \dot{y}_P^2\, dx \tag{20}$$

gdzie: μ_P jest gęstością właściwą taśmy (masa na jednostkę długości taśmy) oraz y_P jest ugięciem taśmy w miejscu o współrzędnej x (rys. 4).



Rys.4. Rozkład przemieszczeń i prędkości taśmy wzdłuż jej długości

Na podstawie rozważań geometrycznych można wyrazić prędkość taśmy w kierunku pionowym jako funkcję współrzędnej x:

$$\dot{y}_P = \frac{x}{x_B}\cdot \dot{y}_B \tag{21}$$

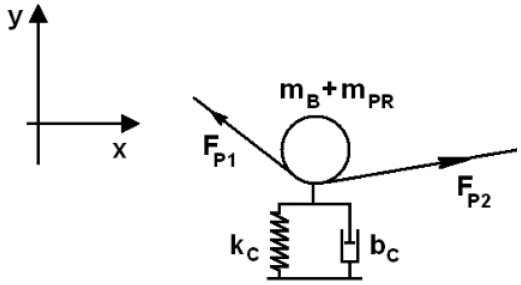
$$\dot{y}_P = \frac{L-x}{L-x_B}\cdot \dot{y}_B \tag{22}$$

Po podstawieniu (21), (22) do (20) oraz po scałkowaniu otrzymano zależność dla zredukowanej masy taśmy:

$$m_{PR} = \frac{1}{3}\cdot m_P \tag{23}$$

gdzie: m_p jest to masa odcinka taśmy odpowiadająca długości podstawki udarowej.

Kawałek skały leżący na taśmie wchodzi do trzeciego obszaru uderzeniem w pręty udarowe.



Rys.5. Uderzenie taśmy z kawałkiem skały w pręty udarowe

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Z powodu uderzenia warstwa powierzchniowa zaczyna się sprężyście odkształcać oraz pręt udarowy ugina się. Siła spowodowana uderzeniem posiada składową sprężystą i tłumiącą. Równania (25), (26) wskazują, że stykowa siła uderzenia F_{KB} może być tylko tłocząca.

$$F_{KB}^{*} = -k_C \cdot \left(y_B - y_N + c\right) - b_C \cdot \left(\dot{y}_B - \dot{y}_N\right) \tag{24}$$

Jeżeli $F_{KB}^{*} > 0$, to:

$$F_{KB} = F_{KB}^{*} \tag{25}$$

W przeciwnym przypadku:

$$F_{KB} = 0 \tag{26}$$

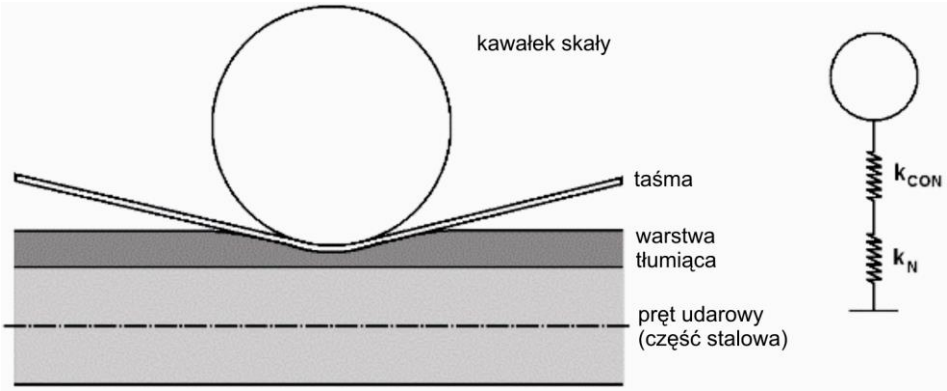
gdzie: k_C, b_C określają sztywność (stykowa i zginania) oraz całkowity współczynnik tłumienia prętów udarowych, y_N jest ugięciem w miejcu ich styku z taśmą w kierunku pionowym oraz c jest szerokością przerwy między taśmą i prętami udarowymi.

Sztywność stykowa oraz współczynnik tłumienia stykowego określone są na podstawie zależności dla szeregowego połączenia sprężyny i tłumika (rys. 6)

$$\frac{1}{k_C} = \frac{1}{k_{CON}} + \frac{1}{k_N} \tag{27}$$

$$\frac{1}{b_C} = \frac{1}{b_{CON}} + \frac{1}{b_N} \tag{28}$$

gdzie: k_{CON}, b_{CON} to sztywność stykowa oraz współczynnik tłumienia w strefie styku z warstwą tłumiącą na górze prętów udarowych, k_N, b_N to sztywność zginania i współczynnik tłumienia prętów udarowych.



Rys.6. Schemat styku między taśmą i prętem udarowym

Przy znanej wartości siły stykowej ruch kawałka skały na taśmie dany jest równaniami:

$$m_B \cdot \ddot{x}_B = N_x \tag{29}$$

$$\left(m_B + m_{PR}\right) \cdot \ddot{y}_B = N_y + F_{KB} - \left(m_B + m_{PR}\right) \cdot g \tag{30}$$

Składowe siły N_x, N_y działające na kawałek skały obliczane są z równań (6), (7).

Ponieważ zakłada się, że układ jest liniowy oraz siły spowodowane przez sprężyste odkształcenie są znacznie większe od sił wywołanych tłumieniem, siły przenoszone prętami udarowymi do uchwytów F_{zi} oraz maksymalne naprężenie zginające σ_{max} w prętach z wystarczającą dokładnością są wprost proporcjonalne do ich ugięcia w miejscu styku:

$$F_{zi} = k_{zi} \cdot y_N \tag{31}$$

$$\sigma_{\max} = k_\sigma \cdot y_N \tag{32}$$

Współczynniki proporcjonalności k_{zi} i k_σ można otrzymać np. przez prostą analizę metodą elementów skończonych dla obciążenia prętów udarowych w miejscu ich styku z taśmą. Realizacja obliczeń wymaga znajomości konkretnych wymiarów i kształtu geometrycznego prętów oraz ich rozmieszczenia i połączenia z nośnikami.

Literatura

1. Fedorko G., Molnar V., Weiszer M., Hudak M.: Transportation of ore by belt conveyors with an application of conveyor impact plates, Metalurgia International 18(8) (2013) 226-228.
2. Fedorko G., Ivančo V., Molnár V., Husáková N.: Simulation of Interaction of a Pipe Conveyor Belt with Moulding Rolls, Procedia Engineering 48 (2012) 129-134.
3. Marasová D.: Mathematical and experimental support for belt conveyors, first ed., VŠB-Technical University of Ostrava, Ostrava, 2013.
4. Štrofek E., Boroška J., Pinka J., Hiklová J., Marasová D., Mikulica P., Mikušek F.: Conveyor belts in industry, Košice, 1995. (original in Slovak).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Metoda wyznaczania wydłużeń sprężystych łańcucha zgrzebłowego w algorytmie ASTEN

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota - Politechnika Śląska

1. Wstęp

Opłacalność wydobycia węgla kamiennego zależy w dużej mierze od wydajności i niezawodności maszyn wchodzących w skład kompleksów ścianowych. Kluczową rolę w wysoko wydajnych kompleksach ścianowych odgrywają przenośniki zgrzebłowe. Są one obecnie jedynymi środkami odstawy urobku w ścianowych systemach eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Urobek węglowy przemieszczany jest w rynnach przenośnika przez łańcuch zgrzebłowy. W produkowanych obecnie górniczych przenośnikach zgrzebłowych stosowane są łańcuchy zgrzebłowe składające się z dwóch pasm łańcucha ogniwowego połączonych zgrzebłami. Ze względu na duże moce napędów wysoko wydajnych przenośników ścianowych, łańcuchy te cechują się coraz większymi wymiarami. W eksploatowanych obecnie przenośnikach ścianowych stosowane są powszechnie łańcuchy 2x34x126 mm, 2x38x137 mm i większe.

Stosowane w górnictwie węgla kamiennego ścianowe przenośniki zgrzebłowe wyposażone są w dwa napędy: wysypowy i zwrotny, co w przenośnikach ścianowych o znacznej długości pozwala na zmniejszenie wartości maksymalnych obciążeń statycznych w łańcuchu zgrzebłowym. Konfiguracja napędu zwrotnego (napęd B) uwzględnia przy tym możliwość dojazdu kombajnu ścianowego do końca ściany. Z tego względu w napędach zwrotnych przenośników ścianowych stosuje się wyłącznie pojedyncze zespoły napędowe. W napędzie wysypowym (napęd A) stosuje się pojedyncze lub zdwojone zespoły napędowe.

Zmienne obciążenie urobkiem węglowym oraz występujące opory ruchu i drgania mechaniczne powodują, że łańcuch zgrzebłowy ulega wydłużeniom sprężystym, których wartość jest zmienna w czasie. W celu kompensacji tych wydłużeń łańcuch jest napinany wstępnie. Napięcie wstępne łańcucha jest to statyczne obciążenie konturu łańcuchowego w czasie postoju przenośnika, które ma na celu kompensację wydłużeń sprężystych pojawiających się w ruchu. W zależności od relacji występujących pomiędzy oporami ruchu i intensywnością drgań, a wartością napięcia wstępnego, łańcuch może się znajdować w stanie nieluzowania, w stanie stałego luzowania lub w stanie okresowego luzowania [1]. Stanem nieluzowania łańcucha nazywamy taki stan dynamiczny przenośnika zgrzebłowego, w którym nie występują luzy międzyogniwowe w łańcuchu, co oznacza, że napięcie wstępne skompensowało

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

całkowicie statyczne i dynamiczne wydłużenie sprężyste. W stanie stałego luzowania luzy międzyogniwowe w łańcuchu występują stale w miejscu jego zbiegania z napędowego bębna łańcuchowego, natomiast w stanie okresowego luzowania występują one okresowo. Ta część napięcia wstępnego łańcucha, która pozostaje po skompensowaniu wydłużeń sprężystych nazywa się resztowym napięciem wstępnym. Stany napięcia łańcucha można również zdefiniować za pomocą resztowego napięcia wstępnego. Dodatniej wartości resztowego napięcia wstępnego odpowiada stan nieluzowania łańcucha, natomiast wartości ujemnej i zerowej stan stałego luzowania. W stanie okresowego luzowania łańcucha resztowe napięcie wstępne przyjmuje na przemian wartości dodatnie i ujemne. Fizykalnie ujemnej wartości resztowego napięcia wstępnego odpowiada zwisanie łańcucha w miejscu jego zbiegania z napędowego bębna łańcuchowego.

W ścianowym przenośniku zgrzebłowym przesuwającym urobek miejscami wystąpienia luzowania łańcucha dla danej wartości napięcia wstępnego, bądź miejscami wystąpienia minimalnej wartości siły w konturze łańcuchowym w stanie nieluzowania łańcucha (czyli miejsca wystąpienia dodatniej wartości resztowego napięcia wstępnego) mogą być miejsca zbiegania łańcucha zgrzebłowego z napędowego bębna łańcuchowego napędu wysypowego lub napędu zwrotnego.

Zbyt duża wartość napięcia wstępnego wywołuje stan nieluzowania łańcucha i zwiększa o dodatnią wartość resztowego napięcia wstępnego siły w łańcuchu na całej długości jego konturu. Napięcie wstępne o zbyt małej wartości powoduje powstanie zwisu łańcucha przy zbieganiu z jednego z bębnów łańcuchowych, co może zakłócać współdziałanie bębna łańcuchowego z łańcuchem zgrzebłowym. Z tych względów niezwykle istotna dla prawidłowego działania ścianowego przenośnika zgrzebłowego jest właściwa wartość napięcia wstępnego łańcucha.

Napinanie wstępne łańcucha zgrzebłowego w przenośnikach ścianowych realizowane jest najczęściej przez okresowe skracanie bądź wydłużanie konturu łańcucha o kilka ogniw. W praktyce wymaga to rozpięcia łańcuchów ogniwowych a po wycięciu lub dołożeniu kilku ogniw ponownego spięcia za pośrednictwem ogniw złącznych. Producenci przenośników ścianowych oferują obecnie możliwość wyposażenia przenośnika w napęd z rynną teleskopową, dający możliwość bezstopniowej zmiany długości konturu łańcuchowego przez przesuwanie kadłuba napędu. Ze względu na stosowanie w napędach zwrotnych wyłącznie pojedynczych zespołów napędowych, rynny teleskopowe przesuwają najczęściej kadłub tego napędu za pomocą siłownika hydraulicznego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Algorytm nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego

Wysoko wydajne przenośniki ścianowe powinny być wyposażone w układ automatyczny, który pozwoli na zmianę wartości resztowego napięcia wstępnego łańcuchów w sposób bezstopniowy [1]. Zmiana długości konturu łańcuchowego musi być realizowana w czasie działania przenośnika i musi być zależna od występujących oporów ruchu w gałęzi górnej i dolnej, w tym od chwilowego obciążenia gałęzi górnej urobkiem węglowym.

W Instytucie Mechanizacji Górnictwa Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej opracowano innowacyjny algorytm nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego. Zadawana wartość resztowego napięcia wstępnego łańcuchów realizowana jest w czasie działania przenośnika za pomocą rynny teleskopowej zainstalowanej w napędzie zwrotnym [2].

Algorytm ASTEN sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego poprzez przesuwanie kadłuba napędu zwrotnego w rynnie teleskopowej składa się z dwóch modułów:

- Moduł ASTEN/C oblicza i zadaje właściwą wartość resztowego napięcia wstępnego na podstawie sygnałów z czujników zwisu łańcucha i czujników położenia zgrzebeł. Moduł ten okresowo sprawdza stan napięcia łańcucha zgrzebłowego i w razie potrzeby dokonuje ustawienia odpowiedniej wartości resztowego napięcia wstępnego łańcucha zgrzebłowego. Zmiana stanu napięcia łańcucha może być przy tym wywołana na przykład zmianą usytuowania trasy rynnociągu przenośnika podczas jego przekładki w kierunku czoła ściany.
- Moduł ASTEN/P zmienia długość konturu łańcucha, na podstawie zmian obciążenia silników napędowych przenośnika. Moduł ten służy do utrzymania zadanej wartości resztowego napięcia wstępnego łańcuchów w zmieniających się warunkach obciążenia przenośnika urobkiem oraz przy zmiennych wartościach współczynników oporów ruchu łańcucha zgrzebłowego i urobku.

3. Wyznaczenie wydłużeń sprężystych gałęzi górnej łańcucha dla potrzeb algorytmu ASTEN/P

Wydłużenia sprężyste łańcucha zgrzebłowego w zasadniczy sposób wynikają z obciążenia przenośnika oporami przesuwania urobku w stronę napędu głównego, które zależne są od masy urobku na przenośniku i sposobu jej rozłożenia na długości przenośnika, współczynnika oporów tarcia urobku o rynnę, kąta podłużnego nachylenia rynnociągu w wyrobisku i zmienności tego kąta na długości przenośnika [1]. Wzrost oporów przesuwania urobku powoduje wzrost obciążenia napędów przenośnika.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Najłatwiej dostępnymi sygnałami odzwierciedlającymi w przybliżony sposób stopień obciążenia napędów przenośnika w warunkach dołowych są wartości natężenia prądów I_{SA1}, I_{SA2}, I_{SB1} pobieranych przez poszczególne silniki napędowe przenośnika. W ruchu ustalonym ścianowego przenośnika zgrzebłowego napięcie zasilania silników napędowych stabilizuje się na stałym poziomie, dzięki czemu natężenie prądu pobieranego przez poszczególne silniki jest proporcjonalne do pobieranej mocy. W związku z tym natężenie prądu zostało wykorzystane w algorytmie sterowania, jako sygnał sterujący, który odzwierciedla stopień obciążenia napędów przenośnika.

W algorytmie sterowania wykorzystano przedziały wartości natężenia prądu odniesione do wartości nominalnej. Zakres prądowego obciążenia silników podzielono na cztery przedziały oddzielone wartościami progowymi (tabela 1). Założono przy tym, że pokonanie oporów ruchu łańcucha zgrzebłowego bez urobku wymaga 30% mocy nominalnej silników, a przeciętne obciążenie gałęzi górnej przenośnika urobkiem na odcinku równym 1/4 długości przenośnika wymaga 20% mocy nominalnej silników. Oznacza to, że na przemieszczanie urobku załadowanego na całej długości przenośnika wykorzystuje się 80% nominalnej mocy napędów. Po przekroczeniu wartości progowej natężenia prądu algorytm podejmuje działanie polegające na obliczeniu wartości przesunięcia kadłuba napędu pomocniczego i wysunięciu tłoczyska siłownika w przypadku przechodzenia z przedziału niższego do wyższego lub wsunięciu tłoczyska siłownika w przypadku przechodzenia z przedziału wyższego do niższego. Zmiana natężenia prądu wewnątrz dowolnego przedziału bez przekroczenia wartości progowej nie powoduje żadnych działań algorytmu. Analogicznie działa algorytm sterowania, jeśli zamiast sygnałów prądowych do określenia stopnia obciążenia przenośnika użyte zostaną sygnały mocy rozwijanej przez silniki napędowe (P_{SA1}, P_{SA2}, P_{SB1}).

Przedziały obciążenia silników napędowych przenośnika ścianowego (Źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

Przedziały obciążenia	Zakres względnego obciążenia silnika (I_S / I_{SN} lub P_S / P_{SN})	Wartość progowa
0	0 ÷ 0,3	
k = 1	0,3 ÷ 0,5	0,5
k = 2	0,5 ÷ 0,7	0,7
k = 3	0,7 ÷ 0,9	0,9
k = 4	> 1,1	1,1

Pomiar natężenia prądu lub mocy, który odzwierciedla stopień obciążenia napędów przenośnika nie określa jednak wartości wydłużeń sprężystych

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

łańcucha zgrzebłowego, które w istotny sposób zależą od położenia strugi urobku na długości przenośnika. Położenie strugi urobku determinuje długość odcinka łańcucha w gałęzi górnej, która jest sprężyście wydłużana. Ponieważ podczas działania przenośnika ścianowego nie dysponujemy informacją o położeniu strugi urobku na przenośniku, uwzględniono usytuowanie strugi urobku na przenośniku za pomocą współczynnika usytuowania urobku na przenośniku w_k. Dla przenośnika dwułańcuchowego, wartość wydłużenia łańcucha spowodowanego wzrostem obciążenia napędu wysypowego, wyposażonego w jeden silnik napędowy, uwzględnia usytuowanie strugi urobku na przenośniku, od którego zależy wydłużana część łańcucha i wyznacza się dla k-tego przedziału obciążenia z zależności:

$$\Delta L_A = \frac{0{,}2 \cdot N_{SA1N} \cdot w_k \cdot L}{v \cdot 2 \cdot E_0} \tag{1}$$

gdzie:

ΔL_A – wydłużenie łańcucha spowodowane wzrostem obciążenia napędu wysypowego w danym przedziale,

N_{SA1N} – nominalna moc silnika w napędzie wysypowym,

w_k – współczynnik usytuowania urobku na przenośniku w k-tym przedziale obciążenia,

L – długość przenośnika,

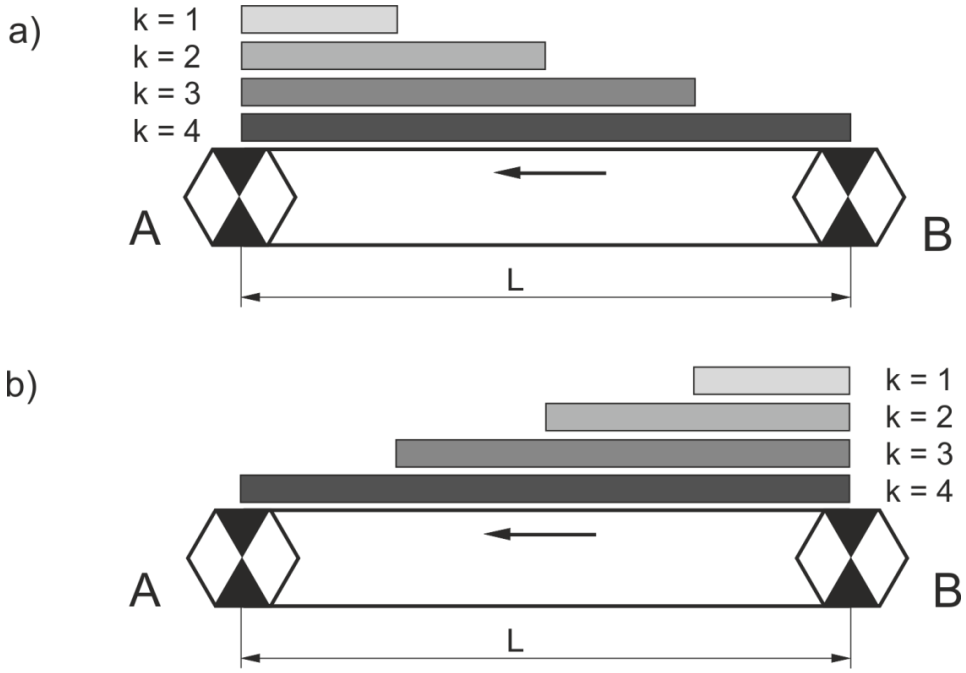
v – prędkość łańcucha zgrzebłowego,

E_0 – sztywność łańcucha ogniwowego.

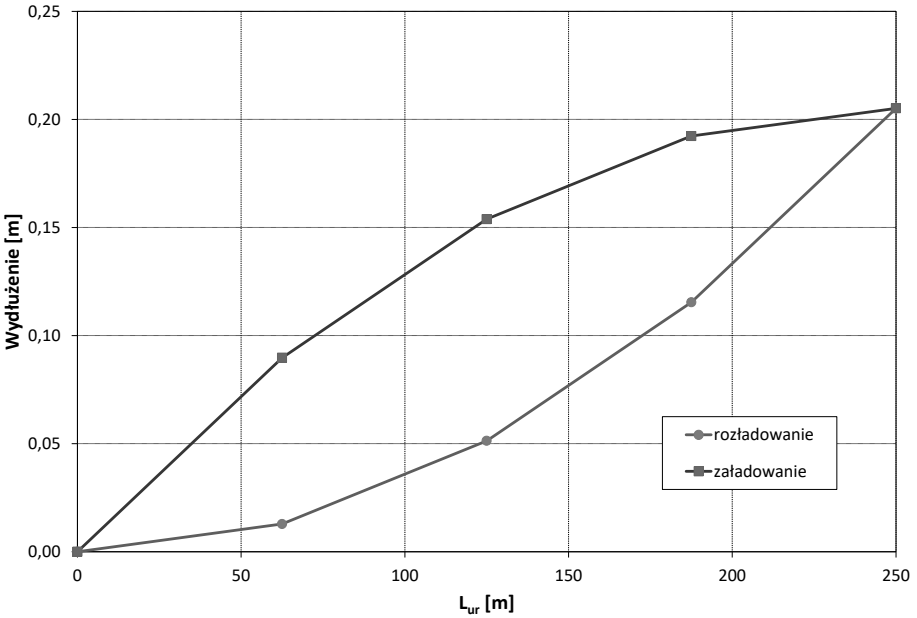
Współczynnik w_k charakteryzujący usytuowanie strugi urobku na przenośniku powinien uwzględniać położenie urobku wzdłuż trasy przenośnika, pomiędzy dwoma skrajnymi przypadkami, wynikającymi ze współdziałania przenośnika z kombajnem ścianowym a występującymi podczas rozładowywania i załadowywania gałęzi górnej przenośnika.

W czasie ruchu roboczego kombajnu ścianowego po przenośniku zgrzebłowym następuje zmiana stopnia załadowania gałęzi górnej przenośnika urobkiem węglowym. Gdy gałąź górna przenośnika jest załadowana na całej długości a maszyna urabiająca jest wyłączona, to ruch łańcucha zgrzebłowego w stronę napędu wysypowego powoduje rozładowywanie urobku. Długość strugi urobku maleje w kierunku napędu wysypowego (rys. 1a). Podczas procesu załadowywania gałęzi górnej przenośnika urobkiem węglowym zwiększa się długość strugi urobku od napędu pomocniczego zgodnie z kierunkiem transportowania (rys. 1b). Przerwy w urabianiu calizny przez kombajn ścianowy powodują natomiast przesuwanie się strugi urobku na załadowanym odcinku gałęzi górnej w stronę napędu wysypowego przenośnika.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Zmiana długości strugi urobku na przenośniku*: a) rozładowywanie, b) załadowywanie* (Źródło: opracowanie własne)



Rys.2. Wydłużenia sprężyste łańcucha zgrzebłowego podczas rozładowywania i załadowywania przenośnika (Źródło: opracowanie własne)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wydłużenia łańcucha zgrzebłowego w istotny sposób zależą od długości strugi urobku L_{ur} i jej położenia na przenośniku, co przedstawiono na rysunku 2 dla dwóch skrajnych możliwości usytuowania strugi urobku: podczas rozładowywania przenośnika na napędzie wysypowym (rys. 1a) i załadowywania przenośnika od strony napędu zwrotnego (rys. 1b). Wydłużenia sprężyste wyznaczono dla silnika w napędzie wysypowym o mocy nominalnej $P_{SA1N} = 315$ kW zainstalowanego w przenośniku o długości $L = 200$ m i wyposażonego w dwa łańcuchy środkowe wielkości 2x34x126 mm. Przekraczanie kolejnych wartości progowych obciążenia (punkty na rys. 2) zwiększa obliczone wartości wydłużeń sprężystych łańcucha zgrzebłowego, różnicując je przy tym w zależności od przyjętego położenia strugi urobku na przenośniku.

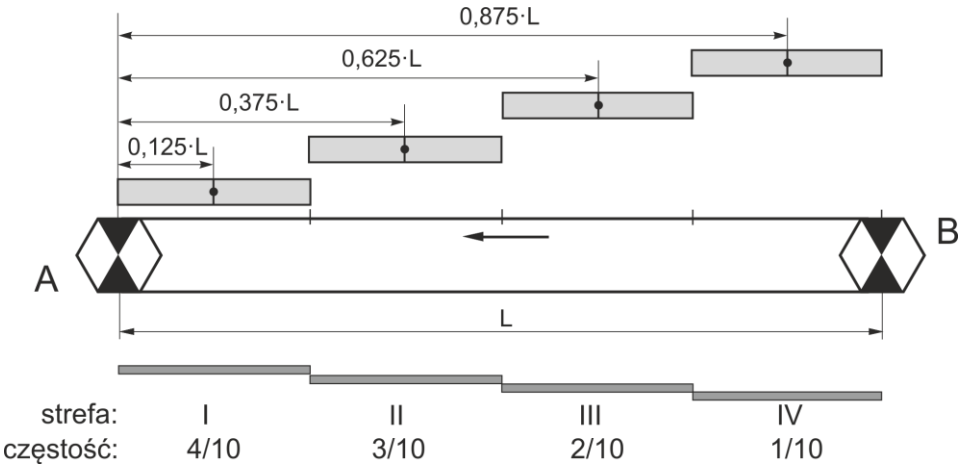
W opracowanym algorytmie sterowania, wartości współczynników usytuowania urobku na przenośniku w_k wyznaczono z uwzględnieniem położenia urobku w różnych strefach gałęzi górnej przenośnika i częstości obciążania tych stref urobkiem. Współczynnik usytuowania urobku na przenośniku wyznaczono jako średnią ważoną odległości środka ciężkości urobku znajdującego się w gałęzi górnej od napędu wysypowego przenośnika (co odpowiada długości wydłużanego odcinka łańcucha) oraz częstości obciążania danej strefy. Wartość współczynnika usytuowania urobku na przenośniku dla czterech przedziałów obciążenia oddzielonych wartościami progowymi wyznacza się w *k-tym* przedziale obciążenia z zależności:

$$w_k = \sum_{i=1}^{i=5-k} \frac{i-1+\frac{k}{2}}{4} \cdot \frac{6-k-i}{\sum_{j=1}^{j=5-k} j}, \text{ dla k=1, 2, 3, 4} \qquad (2)$$

Sposób obliczania współczynnika usytuowania urobku na przenośniku dla czterech przedziałów obciążenia wyróżnionych w algorytmie zaprezentowano na rysunkach 3÷6. Po przekroczeniu pierwszej wartości progowej przenośnik obciążony jest na 25% długości gałęzi górnej, przy czym urobek może znajdować się w jednej z czterech stref obciążenia urobkiem o długości 0,25 L każda (rys. 3). Uwzględniając fakt, że urobek ze stref bardziej oddalonych od wysypu musi przemieścić się przez strefy położone bliżej wysypu, wyznaczono położenie środka ciężkości strugi urobku oraz częstość pojawiania się urobku w każdej strefie korzystając z zależności (2):

$$w_1 = \frac{0{,}125L \cdot 0{,}4 + 0{,}375L \cdot 0{,}3 + 0{,}625L \cdot 0{,}2 + 0{,}875L \cdot 0{,}1}{L} = 0{,}375 \qquad (3)$$

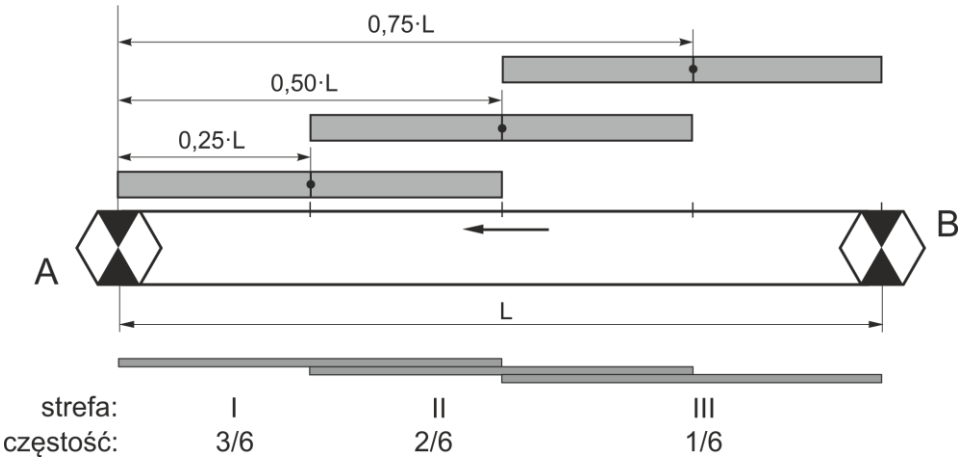
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.3. Pierwszy przedział obciążeń gałęzi górnej przenośnika ścianowego urobkiem węglowym (Źródło: opracowanie własne)

Po przekroczeniu drugiej wartości progowej przenośnik obciążony jest na 50% długości gałęzi górnej, przy czym urobek może znajdować się w jednej z trzech stref obciążenia urobkiem o długości 0,5 *L* każda (rys. 4). Wyznaczony analogicznie jak dla pierwszego przedziału obciążenia, współczynnik usytuowania urobku na przenośniku dla przedziału drugiego wynosi:

$$w_2 = \frac{0{,}25L \cdot 0{,}5 + 0{,}5L \cdot 0{,}333 + 0{,}75L \cdot 0{,}167}{L} = 0{,}417 \tag{4}$$

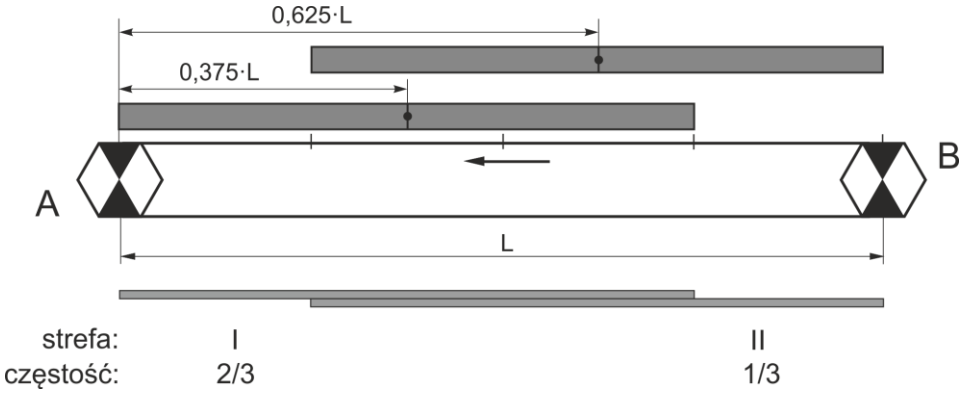


Rys.4. Drugi przedział obciążeń gałęzi górnej przenośnika ścianowego urobkiem węglowym (Źródło: opracowanie własne)

Po przekroczeniu trzeciej wartości progowej przenośnik obciążony jest na 75% długości gałęzi górnej, przy czym urobek może znajdować się w jednej z dwóch stref obciążenia urobkiem o długości 0,5 *L* każda (rys. 5). Współczynnik usytuowania urobku na przenośniku dla przedziału trzeciego wynosi:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

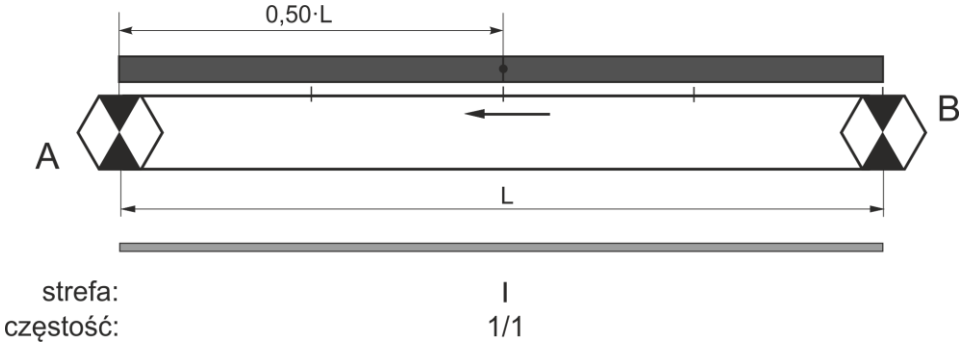
$$w_3 = \frac{0{,}375L \cdot 0{,}667 + 0{,}625L \cdot 0{,}333}{L} = 0{,}458 \quad (5)$$



Rys.5. Trzeci przedział obciążeń gałęzi górnej przenośnika ścianowego urobkiem węglowym (Źródło: opracowanie własne)

Po przekroczeniu czwartej wartości progowej przenośnik obciążony jest na całej długości gałęzi górnej (rys. 6), a współczynnik usytuowania urobku na przenośniku dla przedziału czwartego wynosi:

$$w_4 = \frac{0{,}5L \cdot 1{,}0}{L} = 0{,}5 \quad (6)$$



Rys.6. Czwarty przedział obciążeń gałęzi górnej przenośnika ścianowego urobkiem węglowym (Źródło: opracowanie własne)

W wyniku dokonanej analizy wyznaczono wartości przedziałów obciążenia i wartości progowe początkujące ich zakresy oraz wartości współczynników usytuowania urobku na przenośniku z uwzględnieniem położenia urobku w różnych strefach gałęzi górnej przenośnika i częstości obciążania tych stref urobkiem.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Podsumowanie

Zmienne obciążenie urobkiem węglowym oraz występujące opory ruchu i drgania mechaniczne powodują, że łańcuch zgrzebłowy ulega wydłużeniom sprężystym, których wartość jest zmienna w czasie. W celu kompensacji tych wydłużeń łańcuch jest napinany wstępnie. Zbyt duża wartość napięcia wstępnego wywołuje stan nieluzowania łańcucha i zwiększa o dodatnią wartość resztowego napięcia wstępnego siły w łańcuchu na całej długości jego konturu. Napięcie wstępne o zbyt małej wartości powoduje powstanie zwisu łańcucha przy zbieganiu z jednego z bębnów łańcuchowych, co może zakłócać współdziałanie bębna łańcuchowego z łańcuchem zgrzebłowym. Z tych względów niezwykle istotna dla prawidłowego działania ścianowego przenośnika zgrzebłowego jest właściwa wartość napięcia wstępnego łańcucha. Producenci przenośników ścianowych oferują obecnie możliwość wyposażenia przenośnika w napęd z rynną teleskopową, dający możliwość bezstopniowej zmiany długości konturu łańcuchowego przez przesuwanie kadłuba napędu.

Wysoko wydajne przenośniki ścianowe powinny być wyposażone w układ automatyczny, który pozwoli na zmianę wartości resztowego napięcia wstępnego łańcuchów w sposób bezstopniowy. Zmiana długości konturu łańcuchowego jest przy tym realizowana w czasie działania przenośnika i powinna być zależna od występujących oporów ruchu w gałęzi górnej i dolnej, w tym od chwilowego obciążenia gałęzi górnej urobkiem węglowym. W Instytucie Mechanizacji Górnictwa Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej opracowano innowacyjny algorytm nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego ASTEN. Zadawana wartość resztowego napięcia wstępnego łańcuchów realizowana jest w czasie działania przenośnika za pomocą rynny teleskopowej zainstalowanej w napędzie zwrotnym.

Moduł algorytmu ASTEN/P zmienia długość konturu łańcucha, na podstawie zmian obciążenia silników przenośnika. Moduł ten służy do utrzymania zadanej wartości resztowego napięcia wstępnego łańcuchów w zmieniających się warunkach obciążenia przenośnika urobkiem oraz przy zmiennych wartościach współczynników oporów ruchu łańcucha zgrzebłowego i urobku.

Wartość wydłużenia łańcucha spowodowanego wzrostem obciążenia silnika napędowego w danym przedziale obciążenia uwzględnia usytuowanie strugi urobku na przenośniku, od którego zależy wydłużana część łańcucha. Wartości współczynników usytuowania urobku na przenośniku wyznaczono z uwzględnieniem położenia urobku w różnych strefach gałęzi górnej przenośnika i częstości obciążania tych stref urobkiem. Założono przy tym, że pokonanie oporów ruchu łańcucha zgrzebłowego bez urobku wymaga 30% mocy nominalnej silników, a przeciętne obciążenie gałęzi górnej przenośnika urobkiem na odcinku równym 1/4 długości przenośnika wymaga 20% mocy

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

nominalnej silników. Odpowiada to jednemu z czterech przedziałów obciążenia wyróżnionych w algorytmie ASTEN/P. W wyniku dokonanej analizy wyznaczono wartości przedziałów obciążenia i wartości progowe początkujące ich zakresy oraz wartości współczynników usytuowania urobku na przenośniku z uwzględnieniem położenia urobku w różnych strefach gałęzi górnej przenośnika i częstości obciążania tych stref urobkiem.

Literatura

1. Dolipski M.: Dynamika przenośników łańcuchowych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1997.
2. Dolipski M., Cheluszka P., Remiorz E., Sobota P.: Zmiany obciążeń łańcucha w przenośniku zgrzebłowym z rynną teleskopową. Przegląd Górniczy 2014, nr 5.

Praca zrealizowana w ramach Programu „INNOTECH" w ścieżce programowej IN-TECH pt. „Ścianowy przenośnik zgrzebłowy z innowacyjnym systemem regulacji parametrów pracy napędów" dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach umowy nr INNOTECH–K1/IN1/10/155668/NCBR/12

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wykorzystanie przestrzeni pod tłokiem rdzennika wewnętrznego stojaka teleskopowego do łagodzenia zjawisk gwałtownych osunięć stropu

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz, Piotr Kipczak - Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Stosowanie obudów o coraz większych średnicach stojaków oznacza konieczność rozwiązywania określonych zadań dotyczących ich funkcjonowania. Istota działania obudowy elastycznie przejmującej obciążenia sprowadza się do kontrolowanego obniżania obudowy wówczas, gdy jest ona obciążana stropem siłą wynikającą z podporności roboczej samej obudowy [1]. Podporność ta jest wyznaczana z kolei maksymalnym ciśnieniem, które może istnieć w stojakach obudowy, zatem kontrola tego ciśnienia ma niezwykle istotne znaczenie. W stosowanych rozwiązaniach technicznych obudowy teleskopowej podczas jej pracy, tj. przenoszenia obciążenia ze stropu na podstawę cylindra I stopnia (zwanego spodnikiem) stojaka, mamy do czynienia z dwoma niezależnymi autonomicznymi obszarami emulsji poddanymi ciśnieniu [7, 8, 9, 11]:

- obszar pod tłokiem rdzennika zewnętrznego (zwanego cylindrem II stopnia lub rdzennikiem I stopnia),
- obszar pod tłokiem rdzennika wewnętrznego (zwanego rdzennikiem II stopnia).

Obszary te są rozdzielone tzw. zaworem dennym, czyli zaworem zwrotnym sterowanym mechanicznie położeniem rdzennika zewnętrznego względem stopy spodnika stojaka. Podczas rozpierania obudowy po całkowitym wysunięciu rdzennika zewnętrznego ułatwia to dalsze rozpieranie obudowy pod wpływem wysuwu rdzennika wewnętrznego. W przypadku wymuszonego ruchami górotworu obniżania stropu po otwarciu zaworów roboczych (bezpieczeństwa oraz upustowego), w pierwszej kolejności wsuwa się rdzennik zewnętrzny. Trwać to może dopóty, dopóki tłoczek zaworu dennego nie oprze się o podstawę spodnika stojaka. Wówczas, jeśli zachodzi taka konieczność, dzięki otwartemu zaworowi dennemu może wsuwać się rdzennik wewnętrzny, poddając dalej obudowę naciskającemu górotworowi. W podobnej kolejności odbywa się rabowanie (wsuwanie tłoczysk czyli rdzenników) stojaków będące jedną z sekwencji cyklu pracy sekcji obudowy.

Wspomniana autonomiczność przestrzeni pod tłokami rdzennika zewnętrznego i wewnętrznego jest wynikiem zastosowania dodatkowo na wlocie do każdego stojaka bloku zaworowego o specyficznej konstrukcji, wyposażonego w zawór zwrotny (często sterowany ciśnieniem). Obszar pod

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

tłokiem rdzennika zewnętrznego zamknięty jest ponadto zaworami: zaworem podporności roboczej oraz dodatkowo jego bliźniaczą konstrukcją – zaworem upustowym działającym przy ciśnieniu o 10% wyższym aniżeli nastawa zaworu roboczego. Zastosowanie zaworu upustowego pozwala na przedłużenie elastycznego oddziaływania obudowy na górotwór z chwilą uzyskania przez zawór podporności roboczej maksymalnej wydajności. Oznacza to, o ile zachodzi taka potrzeba, konieczność dalszego pozbywania się określonej ilości emulsji z układu hydraulicznego w taki sposób, aby nie doszło do obniżenia podporności roboczej samej obudowy. Stosowane w układach hydraulicznych obudów zawory są niejako bezpiecznikami pierwszej (zawory robocze) i drugiej (zawory upustowe) kolejności działania. Zawory robocze i upustowe mogą spełnić prawidłowo swoją funkcję w obudowie tylko wtedy, jeśli osiągają właściwą przepustowość (wydajność), a nastawa ich ciśnienia pozwala na przystosowanie obudowy do warunków górniczo-geologicznych podczas eksploatacji.

W pracach [2, 3] pokazano jak warunki osuwającego się z dopuszczalną prędkością stropu determinują przepustowości zaworów: roboczego lub upustowego mogących mieć zastosowanie w odniesieniu do wymiarów rdzenników wewnętrznych stojaków obudowy. Obudowom z dużymi podpornościami (duże średnice rdzenników zewnętrznych) towarzyszyć powinny zawory upustowe o wyjątkowo dużej przepustowości. Jest to zagadnienie dość złożone, chodzi bowiem o to, że prędkość wypływu strugi emulsji, jej przekrój poprzeczny i droga przepływu nie mogą wpływać negatywnie na samą podporność roboczą sekcji obudowy.

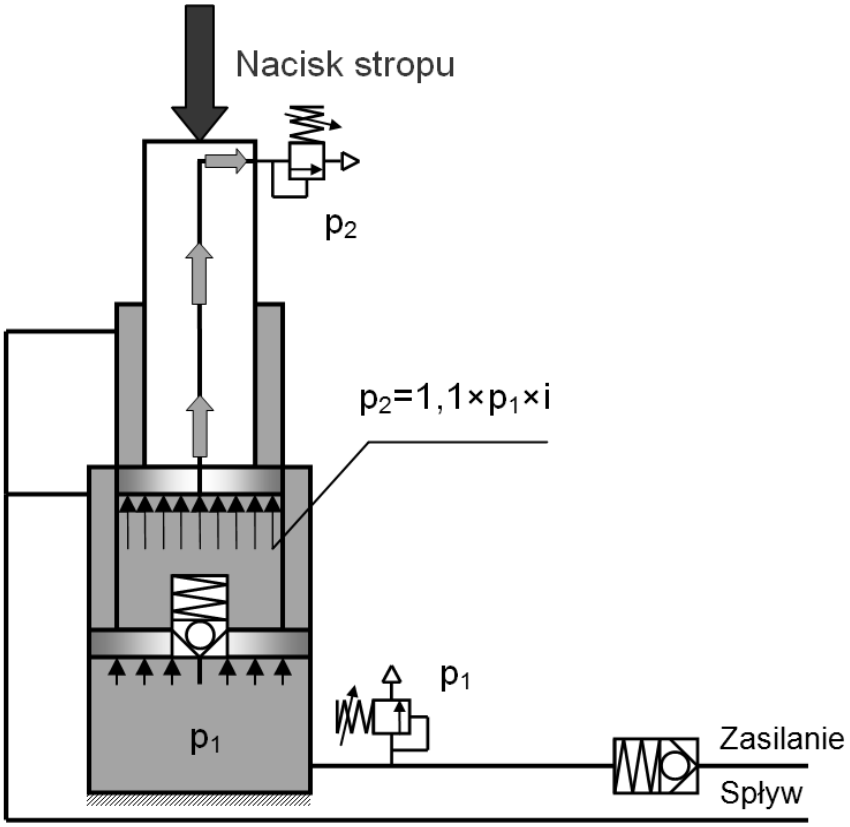
2. Idea zastosowania nowego modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne

Niniejsza monografia dotyczy zastosowania zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym stojaka. Ciśnienie pod rdzennikiem wewnętrznym stojaka jest ciśnieniem zmultiplikowanym w stosunku do ciśnienia pod rdzennikiem zewnętrznym. Oznacza to, że należy się spodziewać podczas eksploatacji zaworu bardzo intensywnej zamiany postaci entalpii związanej z pracą przetłaczania (tłoczenie emulsji do zaworu przez rdzennik wewnętrzny) na postać entalpii związaną z energią kinetyczną wypływającego strumienia emulsji z zaworu.

Na rysunku 1 przedstawiono ideę funkcjonowania zastosowania zaworu upustowego 2-go stopnia regulującego ciśnienie emulsji w obszarze pod tłokiem rdzennika wewnętrznego, co pozwala na uelastycznienie pracy stojaka dla przypadku, gdy prędkość osuwania się stropu przekracza wartości dla których został dobrany zawór upustowy pierwszej kolejności działania. Nietrudno zauważyć, że ciśnienie panujące pod rdzennikiem wewnętrznym

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

stojaka jest ciśnieniem multiplikowanym w stosunku do ciśnienia panującego pod rdzennikiem zewnętrznym. Oznacza to, że należy spodziewać się podczas pracy tego zaworu niezwykle intensywnej zamiany postaci entalpii związanej z pracą przetłaczania (tłoczenie emulsji do zaworu przez tłok rdzennika wewnętrznego) na postać entalpii związaną z energią kinetyczną wypływającego strumienia emulsji z zaworu. W pracach [2, 10] na tle współrzędnych ciśnienie – wydatek przedstawiono hipotetyczną współpracę zaworów.



Rys.1. Idea zastosowania zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym stojaka teleskopowego [9, 10]

3. Związek wydajności zaworów przelewowych z wydajnością proponowanych zaworów upustowych

Przyjęty wydatek Q_Z zaworu przelewowego ze zrozumiałych względów determinuje wydatek proponowanego zaworu upustowego Q_W, co wynika z bilansu zmian objętości emulsji w komorach podtłokowych rdzennika zewnętrznego i wewnętrznego z uwzględnieniem prędkości przemieszczania się tłoków tychże rdzenników (rys. 2). Bilans powyższy pozwala na napisanie fizycznej równości (1) wiążącej wydatki obu zaworów [2, 3].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

$$Q_W = \frac{1}{i^2}\left(v_{str} \times \frac{\pi D_Z^2}{4} - Q_Z \right) \tag{1}$$

gdzie:

v_{str} – prędkość osiadania stropu,

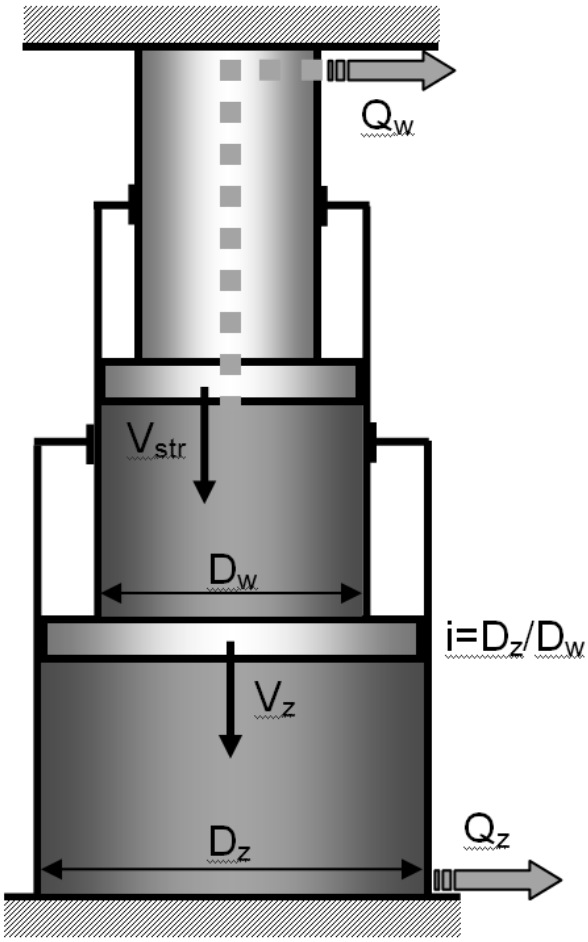
D_Z – średnica tłoka rdzennika zewnętrznego,

D_W – średnica tłoka rdzennika wewnętrznego,

Q_W – wydatek proponowanego zaworu upustowego,

Q_Z – maksymalny wydatek zastosowanego zaworu przelewowego.

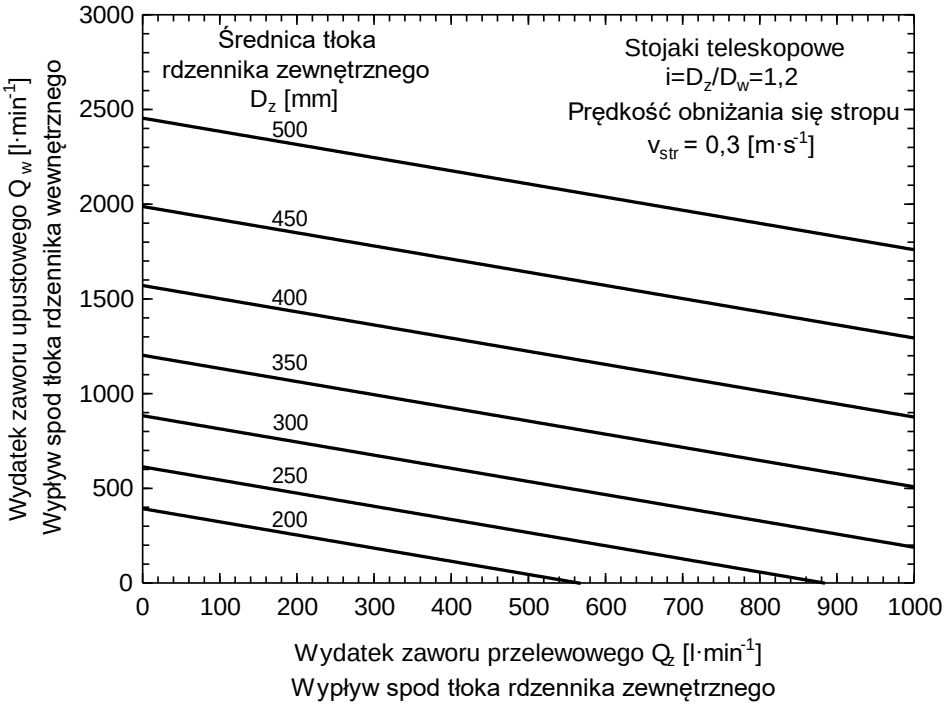
$i = D_Z/D_W$



Rys.2. Schemat przepływu emulsji w przyjętym rozwiązaniu spowodowany gwałtownym osiadaniem stropu [10]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Równanie (1) wiąże ze sobą pięć podstawowych wielkości fizycznych opisujących geometrię układu oraz wymagane parametry wydajnościowe zaworów: przelewowego i upustowego w aspekcie szybkości obniżania się pracującego stropu. Na rysunku 3 zestawiono graficznie równanie (1) w zależności od geometrii zastosowanego stojaka teleskopowego w aspekcie maksymalnej dopuszczalnej w zawale kontrolowanym prędkości osuwania się stropu równej 0,3 [m/s].

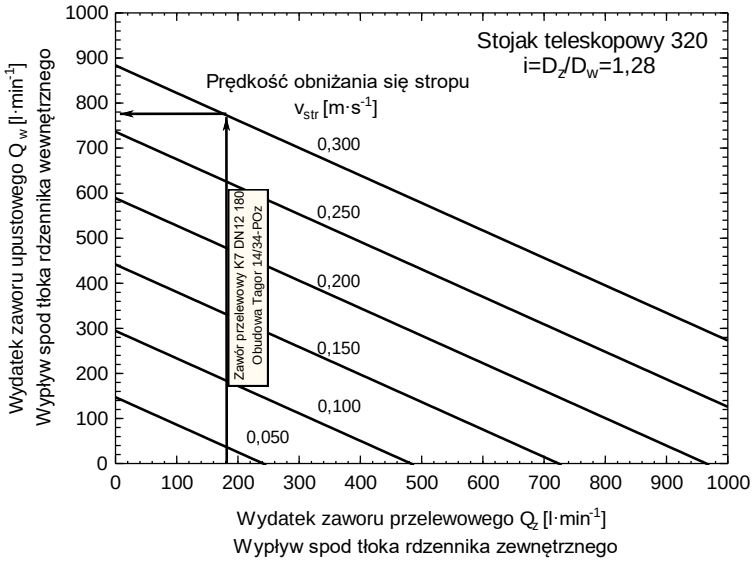


Rys.3. Zależność parametrów wydajnościowych zaworów (standardowego Q_Z i proponowanego Q_W) z różnymi parametrami geometrycznymi stojaków teleskopowych ($i = D_Z/D_W$) dla spodziewanej maksymalnej prędkości osiadania stropu (v_{str} = 0,3 [m/s]) [4]

4. Dobór wydajności proponowanego dodatkowego zaworu upustowego

Zależność (1) pozwala po przekształceniu otrzymać formę pozwalającą wyznaczyć wydatek proponowanego zaworu w funkcji prędkości niespodziewanego przypadkowego osunięcia się stropu, rysunek 4.

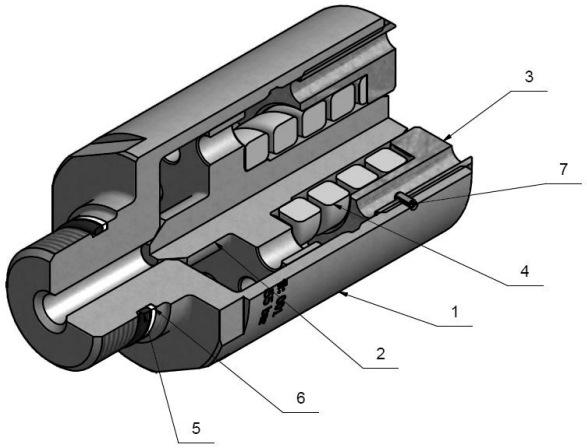
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



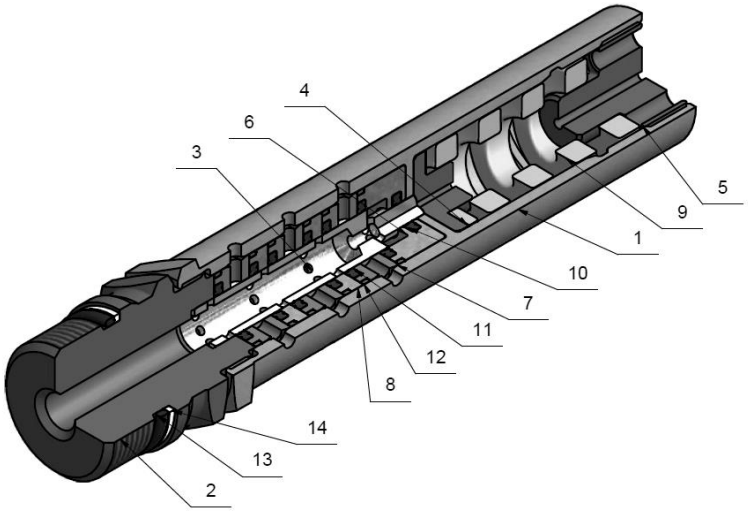
Rys.4. Sposób doboru wydajności Q_W proponowanego dodatkowego zaworu upustowego w zależności od wydajności Q_Z zastosowanych standardowych zaworów upustowych dla zadanej konstrukcji stojaka obudowy zmechanizowanej [4]

5. Konstrukcja zaworów przeznaczonych do kontroli przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego

Poniżej, na rysunkach 5 oraz 6 przedstawiono w przekroju proponowane alternatywne rodzaje zaworów upustowych. Pierwszy z nich, rysunek 5, jest zaworem grzybkowym, natomiast drugi z nich, rysunek 6, jest zaworem suwakowym.



Rys.5. Zawór grzybkowy [4]. *1 - korpus zaworu, 2 - tłoczek, 3 - docisk, 4 - sprężyna, 5 - pierścień uszczelniający NBR, 6 - pierścień oporowy PO, 7 - kołek sprężysty*



Rys.6. Zawór suwakowy [4] *1 - korpus zaworu, 2 - przyłącze gwintowe, 3 - tłoczek, 4 - prowadnik I, 5 - prowadnik II, 6 - tuleja I, 7 - tuleja II, 8 - tuleja III, 9 - sprężyna SI, 10 - pierścień uszczelniający RS, 11 - pierścień uszczelniający RS, 12 - pierścień uszczelniający NBR, 13 - pierścień uszczelniający NBR, 14 - pierścień oporowy*

6. Dobór sztywności sprężyny zaworu grzybkowego

Dobór sztywności sprężyn oznacza nie tylko ich wybór z tytułu posiadanej przez nich cechy zwanej sprężystością, ale przede wszystkim sprecyzowanie rodzaju sprężyny oraz jej wymiarów geometrycznych, które są zdefiniowane właśnie sztywnością samej sprężyny [4]. W rozważaniach ograniczono się do zastosowania w zaworach sprężyn śrubowych ściskanych. Wybór ten jest rezultatem zauważonego bardzo niewielkiego rozrzutu wartości sztywności oraz wymiarów geometrycznych w obrębie produkowanej serii sprężyn, co gwarantuje powtarzalność parametrów technicznych samego zaworu upustowego jako całości.

Niezbędny wzrost ciśnienia w obszarze pod grzybkiem implikujący podniesienie grzybka jest wynikiem, jak wyjaśniono w [6, 7], konieczności niwelacji siły hydrodynamicznej F_{HD} o ujemnej wartości. Zakładając, że ciśnienie Δp oraz związana z nim siła hydrodynamiczna F_{HD} działają w obszarze zewnętrznej średnicy d_1 gniazda zaworu (w obszarze tym ma miejsce zmiana kierunku i wartości prędkości strugi emulsji) dla minimalnej wartości siły hydrodynamicznej F_{HDMIN} równanie może przyjąć formę (2):

$$2F_{HDMIN} = A\Delta p \Rightarrow 2kx_1 = \frac{\pi d_1^2}{4}\Delta p \tag{2}$$

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Równanie (2) jest podstawą wyznaczania stałej sztywności sprężyny *k*. Wcześniej jednak należy ustalić dopuszczalny naddatek ciśnienia Δp w stosunku do ciśnienia nastawy zaworu *p* tak, aby charakterystyka przyszłego zaworu była możliwie płaska. Jest to możliwe, gdy spodziewany naddatek ciśnienia Δp stanowi niewielką część ciśnienia p nastawy samego zaworu (czego zresztą oczekuje się od tego typu konstrukcji). W dalszej analizie przyjęto wartość naddatku ciśnienia Δp jako równą 10% ciśnienia nastawy zaworu *p* (3):

$$\Delta p = 0{,}1p \tag{3}$$

gdzie:

p – ciśnienie nastawy zaworu upustowego,

d_1 – średnica wylotowa gniazda w zaworze grzybkowym.

Relacja (3) pozwala określić liczbowo poszukiwaną stałą sztywności sprężyny (2) jako równą:

$$k = \frac{0{,}1 \times A}{2x_1} p \tag{4}$$

gdzie:

x_1 – wyznaczane jest relacją zdefiniowaną przez konfigurację wymiarów gniazda zaworu [9] i gwarantuje uzyskanie sprecyzowanej wcześniej wydajności, charakteryzującej zawór grzybkowy.

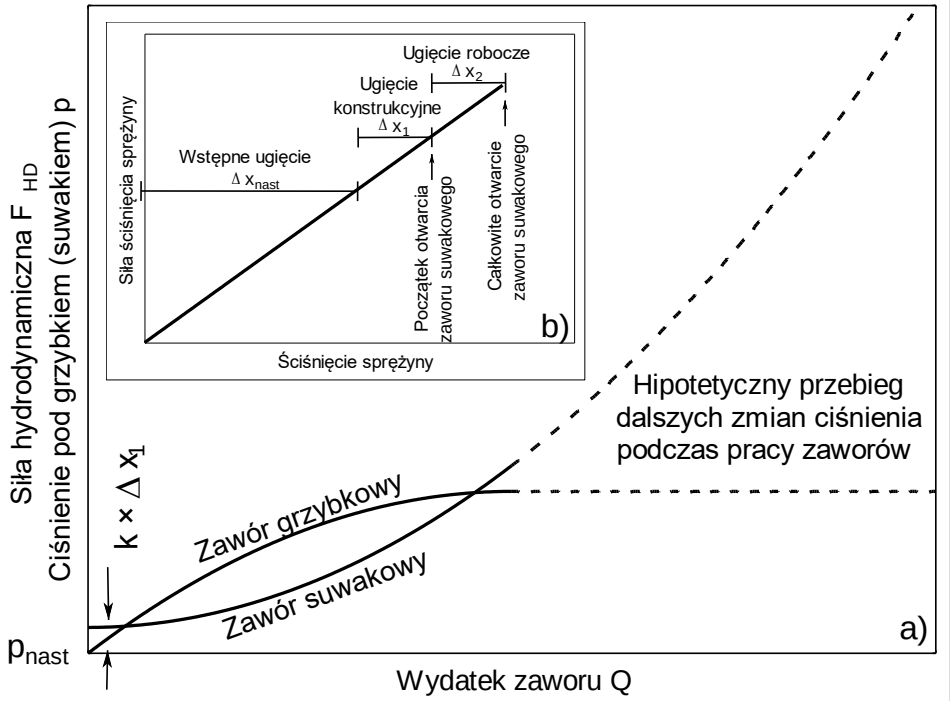
Z relacji (4) wynika jasno, że niezależnie od spodziewanego naddatku ciśnienia (3) sztywność sprężyny *k* jest wyznaczona przede wszystkim ciśnieniem nastawy samego zaworu *p* oraz wymiarami jego gniazda (x_1).

7. Dobór sztywności sprężyny zaworu suwakowego

Przeprowadzona w pracach [2, 3, 7, 8, 9] analiza stanu strugi emulsji przepływającej przez zawór wskazuje, że zastosowanie zaworu suwakowego, w którym kąt odchylenia strugi od jej pierwotnego kierunku wynosi 90^0 ($\Theta = 0^0$) jest czynnikiem generującym siłę hydrodynamiczną o dodatniej wartości. Oznacza to, że suwak takiego zaworu poddawany jest działaniu siły hydrodynamicznej o znacznie większej wartości, aniżeli grzybek przy równoważnym wydatku przepływającej emulsji. Otwarcie zaworu suwakowego przy tym samym wydatku emulsji jest znacznie łatwiejsze aniżeli zaworu grzybkowego (naddatek ciśnienia w układzie nie musi niwelować ujemnej części siły hydrodynamicznej). Jednak otwarcie zaworu grzybkowego może mieć miejsce niejako „natychmiast" po przekroczeniu ciśnienia nastawy a ściślej – po przekroczeniu siły nastawy napięcia sprężyny. Natomiast otwarcie zaworu suwakowego ma miejsce dopiero po przebyciu przez suwak, jakkolwiek

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

minimalnej, ale niezbędnej z konstrukcyjnego punktu widzenia, ustalonej drogi. Można powiedzieć, że zawór grzybkowy jest znacznie czulszy na nastawę zadziałania, czyli na chwilowy wzrost obciążenia stropu, ale okupione jest to znacznie większym naddatkiem ciśnienia przy tym samym wydatku. W przypadku zaworu suwakowego łagodniej odbywa się otwieranie zaworu, aczkolwiek ma to miejsce do pewnego momentu. Momentem tym jest uzyskanie przez oba rodzaje zaworów tego samego wydatku. Dalszy wzrost wydajności zaworu suwakowego związany jest ze znaczącym wzrostem siły działającej na suwak jako rezultat cały czas rosnącej siły hydrodynamicznej mającej dodatnią wartość, natomiast wzrostowi wydatku przepływu emulsji przez zawór grzybkowy towarzyszy niezmienna stała siła działająca na grzybek ze strony emulsji i będąca wynikiem stopniowego zanikania ujemnej części siły hydrodynamicznej równoważonej cały czas przez malejący wpływ naddatku ciśnienia statycznego w układzie.



Rys.7. Idea pracy zaworu suwakowego: *a) porównanie przebiegu sił działających ze strony emulsji na sprężynę zaworu suwakowego oraz grzybkowego - proporcje silnie zniekształcone, b) teoretyczna charakterystyka pracy sprężyny zaworu suwakowego*

Niezbędny wzrost ciśnienia w obszarze wnętrza suwaka przebiega niejako dwustopniowo. Pierwszym krokiem jest wzrost ciśnienia powodujący takie przemieszczenie suwaka zaworu aż dojdzie do zrównania się krawędzi końca uszczelnień suwaka w obudowie zaworu z krawędziami otworu w suwaku,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

(rys. 7). Od tego momentu rozpoczyna się drugi krok związany z dalszym wzrostem ciśnienia (pojawia się siła hydrodynamiczna) w obszarze wnętrza suwaka, czyli rozpoczyna się właściwa praca zaworu suwakowego objawiająca się upustem nadmiaru emulsji do otoczenia, czego skutkiem ma być wyhamowanie osuwania się stropu.

Omawiany wyżej wzrost ciśnienia zapisać można w postaci równania:

$$p_{nast}A = k\left(x_{nast} + \Delta x_1\right) \tag{5}$$

gdzie:

k – stała sztywności sprężyny zaworu suwakowego,

x_{nast} – nastawne ugięcie sprężyny,

Δx_1 – szerokość zastosowanego uszczelnienia (ugięcie konstrukcyjne),

p_{nast} – ciśnienie nastawy zaworu suwakowego,

A – pole powierzchni przekroju suwaka na które działa ciśnienie p_{nast}.

Równie (5) jest podstawą wstępnego wyznaczania stałej sprężystości k sprężyny określonej wymiarami. Wyrażenie w nawiasie równania (5) przedstawia sumaryczne ugięcie sprężyny, przy którym rozpoczyna się upust emulsji z przestrzeni roboczej stojaka. Zastosowana sprężyna powinna dysponować jeszcze dodatkowym zapasem ugięcia Δx_2, któremu może zostać poddana w zakresie przepustowości zaworu Q. Siła wynikająca z tego dodatkowego ugięcia powinna być równoważna sile hydrodynamicznej wyznaczanej zakładanym maksymalnym wydatkiem zaworu, czyli jego całkowitym otwarciem [4]:

$$k\Delta x_2 = \frac{4Q^2\rho}{\pi d_1^2}\left(\frac{d_0}{d_1}\right)^2 \tag{6}$$

gdzie:

Δx_2 – robocze ugięcie sprężyny zaworu suwakowego,

Q – maksymalny wydatek zaworu,

ρ – gęstość emulsji,

d_0 – mniejsza średnica zewnętrzna suwaka (część tłoczkowa),

d_1 – wewnętrzna średnica suwaka.

Postać wzoru (6) wynika z istoty konstrukcji opisywanego zaworu suwakowego, w której wykorzystano dodatkową powierzchnię pierścieniową zmniejszającą siłę oddziaływania emulsji na suwak. W przypadku braku takiej powierzchni iloraz d_0/d_1 występujący we wzorze (6) przyjmuje wartość 1. Równanie (6) jest podstawą wyznaczania stałej sztywności sprężyny k dla zaworu suwakowego. Należy jednak pamiętać, aby suma wartości $\Delta x_{nast} + \Delta x_1 + \Delta x_2$ zawierała się w roboczym zakresie pracy zastosowanej sprężyny.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Jednocześnie należy pamiętać, aby sumaryczna powierzchnia przekroju otworków wylotowych odprowadzających emulsję w suwaku (na ile jest to możliwe) była równa wewnętrznej powierzchni przekroju poprzecznego suwaka, którą emulsja dopływa.

8. Badania nastaw zaworów

Wzorcowe egzemplarze zaworów, poddano dokładnym próbom umożliwiającym ocenę ich zachowania w warunkach rosnącego ciśnienia, określenie chwil ich otwarcia i chwil ich zamykania. Ogółem przeprowadzono kilkaset eksperymentów, z których wybrane przebiegi przedstawiono w [10]. Konieczność wykonania tak dużej liczby pomiarów wynikała z potrzeby uzyskania dokładnych danych co do nastaw zaworów, które to nastawy zdeterminowane były napięciem sprężyn o nieco różnych sztywnościach oraz wymiarach z tytułu technicznej tolerancji wykonania. W związku z powyższym w niniejszym punkcie ograniczono się tylko do przedstawienia testowanego zaworu na stanowisku na prasie multiplikacyjnej, rysunek 8.

Rys.8. Zawór suwakowy na prasie multiplikacyjnej,
gdzie był poddawany testom szczelności

9. Badania stanowiskowe stojaków

9.1. Cel pomiarów

Celem pomiarów w warunkach zbliżonych do rzeczywistych było:

– sprawdzenie funkcjonowania zaworu upustowego (w warunkach, w których ma być w przyszłości umiejscowiony),

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- określenie wydajności (przepustowości) zaworu upustowego Q,
- określenie charakterystyki pracy zaworu $p(Q)$.

Wykorzystano do tego celu specjalnie skonstruowany i wykonany stojak o cechach, własnościach i parametrach przynależnych stojakom obudowy górniczej, który może być pierwowzorem stojaka dla ewentualnej przyszłej obudowy zmechanizowanej wyposażonej w zawory upustowe umiejscowione w tłoku rdzennika wewnętrznego.

W badaniach, celem uzyskania charakterystyki pracy badanego zaworu, wykorzystano zjawisko multiplikacji ciśnienia w zamkniętych przestrzeniach stojaka teleskopowego. Rdzennik wewnętrzny przy zablokowanym wypływie emulsji spod rdzennika zewnętrznego służył jako pompa tłocząca emulsję poprzez otwór w rdzenniku wewnętrznym i otwór w jego tłoczysku do zaworu upustowego i z zaworu upustowego do przestrzeni atmosferycznej. Zmienną zadaną z zewnątrz była prędkość ruchu tłoka rdzennika wewnętrznego symulująca prędkość obniżania się stropu w kopalni, która po związaniu ze średnicą tłoka rdzennika wewnętrznego pozwalała szacować wydajność tego rodzaju tłoczenia. Konsekwencją takiego sposobu postępowania była możliwość otrzymania charakterystyk pracy poszczególnych zaworów upustowych grzybkowych i suwakowych.

9.2. Zakres pomiarów

Zakres pomiarów przewidywał wykonanie badań wymuszonego prasą procesu ściskania stojaków przy różnych prędkościach opuszczania górnego kowadła prasy. Ściskanie stojaków przy zamkniętych w nich przestrzeniach hydraulicznych wymuszało pracę zaworu upustowego. Zakres możliwych do uzyskania prędkości opuszczania górnego kowadła prasy wyznaczał jednocześnie zakres możliwych do uzyskania przepustowości testowanych wewnętrznych zaworów upustowych.

9.3. Stanowisko badawcze

W skład stanowiska badawczego wchodziły trzy układy:

- zaadaptowany do celów badań mechaniczny układ prasy kuźniczej,
- hydrauliczny układ odpowietrzania i sterowania pozycjonowaniem stojaka,
- układ pomiarowy.

9.4. Układ mechaniczny

Do procesu ściskania stojaków zastosowano prasę kuźniczą wykorzystywaną w HSW Stalowa Wola do zgniatania i kucia wlewków stalowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Aby można było prasę taką wykorzystać do celów badawczych należało wyposażyć ją w odpowiednie do tego celu uchwyty, które mogłyby zająć miejsce kowadeł: górnego i dolnego i pełnić rolę mocowań stojaka w stropnicy i spągnicy obudowy górniczej. W związku z tym zaprojektowano, a następnie wykonano odpowiednie uchwyty przeznaczone do połączenia z dolną i górną częścią prasy elementów mocujących i prowadzących stojaki [3]. O ile konstrukcja górnego uchwytu nie przedstawiała żadnych trudności, o tyle dolne mocowanie stojaka okazało się być nieco złożonym, bowiem musiało spełniać dwa warunki:

1. Utrzymywać stojak w pionie podczas zgniatania stojaka (gniazda mocujące).
2. Utrzymywać stojak w pionie podczas jego wysunięcia spod kowadła celem uzupełnienia emulsji w rdzenniku zewnętrznym, lub innymi słowy, z powrotem wysunąć ze stojaka rdzennik wewnętrzny, co było możliwe tylko według procedur odpowietrzania stosowanych dla stojaków teleskopowych (rura prowadząca z gniazdem mocującym).

Powyższe warunki wynikały z faktu ograniczenia miejsca między kowadłami prasy. O ile dolne kowadło mogło zostać całkowicie usunięte, o tyle górne stanowiło przeszkodę. Drogą wymiany i zastąpienia standardowego kowadła górnego tzw. kowadłem włoskim uzyskano dodatkową przestrzeń umożliwiającą zrealizowanie podczas pomiarów wsuwanie rdzennika wewnętrznego na prawie całej jego długości.

9.5. Hydrauliczny układ zasilania i odpowietrzania stojaków obudowy

Aby można było przed przeprowadzeniem eksperymentów odpowietrzyć stojaki a pomiędzy poszczególnymi eksperymentami uzupełnić w nich emulsję, zaadaptowano do tego celu po niewielkich przeróbkach agregat hydrauliczny składający się z pompy, układu zaworów zwrotnych i zaworu przelewowego, rozdzielacza 4/3 oraz silnika elektrycznego. Zmianę kierunku przepływu emulsji bądź to w celu rozpierania stojaka, bądź to w celu jego rabowania uzyskiwano dzięki nastawom rozdzielacza.

9.6. Układ pomiarowy

1. Część mechaniczna

Część mechaniczna układu pomiarowego obejmowała wcześniej zaprojektowane i wykonane wyposażenie do mocowania czujników pomiarowych oraz proste elementy hydrauliki siłowej przeznaczone do kierowania strumienia emulsji do stref nad- lub podtłokowych, czyli wykonywania czynności rozpierania lub rabowania stojaka albo też do odcinania tego strumienia umożliwiając obciążenie stojaka. Do realizacji

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

procedur hydrauliki wykorzystano blok zaworowy z zaworem zwrotnym o specyficznej konstrukcji połączony ze standardowym zaworem odcinającym.

Prasa kuźnicza sterowana była ze stanowiska operatora znajdującego się w osobnej kabinie. Wyposażenie elektroniczne układu sterowania pracą prasy umożliwiało opuszczanie kowadła górnego z różnymi prędkościami.

2. Część elektryczna

W skład elektrycznej części pomiarowej wchodziły:

– indukcyjny miernik przemieszczeń ze wzmacniaczem,
– indukcyjny przetwornik ciśnienia ze wzmacniaczem,
– dzielnik napięć,
– komputer pomiarowy z czasem próbkowania 0,001 [s].

9.7. Wielkości mierzone i metodyka przeprowadzania prób

Wielkościami mierzonymi były:

– ciśnienie panujące pod tłokiem rdzennika wewnętrznego w funkcji czasu,
– przemieszczenie tłoczyska rdzennika wewnętrznego w funkcji czasu.

Metodyka przeprowadzania prób dla każdego stojaka (zaworu upustowego) składała się z następujących sekwencji:

1. Posadowienie stojaka w uchwycie.
2. Zgranie osi badanego stojaka z osią kowadła górnego i unieruchomienie stojaka za pomocą śrub regulacyjnych.
3. Mechaniczne wysunięcie stojaka z uchwytem spod prasy.
4. Podpięcie hydraulicznego układu napędowego stojaka przy odpowietrzonych przewodach hydraulicznych.
5. Podpięcie układu pomiarowego.
6. Trzykrotne wykonanie operacji pełnego luźnego rozparcia i pełnego zrabowania stojaka.
7. Ustalenie konfiguracji maksymalnego wysunięcia rdzennika wewnętrznego umożliwiającej pomiar przemieszczenia dla pełnego zakresu pomiarowego czujnika przemieszczeń.
8. Zamknięcie przestrzeni roboczych stojaka.
9. Mechaniczne wsunięcie stojaka pod prasę i zgranie osi kowadła górnego z osią stojaka.
10. Opuszczenie górnego kowadła z uchwytem tak, aby jego gniazdo zetknęło się z końcem tłoczyska rdzennika wewnętrznego.
11. Pomiar ściśnięcia stojaka z ustaloną wcześniej prędkością i w zadanym z góry bezpiecznym obszarze uniemożliwiającym przypadkowe jego zniszczenie.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

12. Podniesienie górnego kowadła z uchwytem.
13. Mechaniczne maksymalne wysunięcie stojaka spod prasy.
14. Otwarcie przestrzeni roboczych stojaka.
15. Ustalenie konfiguracji maksymalnego wysunięcia rdzennika wewnętrznego umożliwiającej pomiar przemieszczenia dla pełnego zakresu pomiarowego czujnika przemieszczeń.
16. Zamknięcie przestrzeni roboczych stojaka.
17. Mechaniczne wsunięcie stojaka pod prasę i zgranie osi kowadła górnego z osią stojaka.
18. Opuszczenie górnego kowadła z uchwytem tak, aby jego gniazdo zetknęło się z końcem tłoczyska rdzennika wewnętrznego.
19. Kolejny pomiar ściśnięcia stojaka z ustaloną wcześniej kolejną prędkością i w zadanym z góry bezpiecznym obszarze uniemożliwiającym przypadkowe jego zniszczenie.

Rys.9. Wsuwanie rdzennika wewnętrznego wyposażonego w zawór suwakowy

Pomiary danego zaworu prowadzono aż do wyczerpania ustalonego wcześniej zakresu prędkości ściskania stojaka, które przewidywały opuszczanie górnego kowadła prasy z prędkościami równymi 10%, 20%, 30%, 40%, 50%, 60%, 70%, 80%, 90% i 100% jej maksymalnej możliwości, rysunek 9. Na stopniowanie wydajności niższej aniżeli 10% nie pozwalały układy hydrauliczne ustalające dokładność nastaw. Prędkość opuszczania kowadła, a tym samym prędkość z którą wciskany był rdzennik wewnętrzny w rdzennik

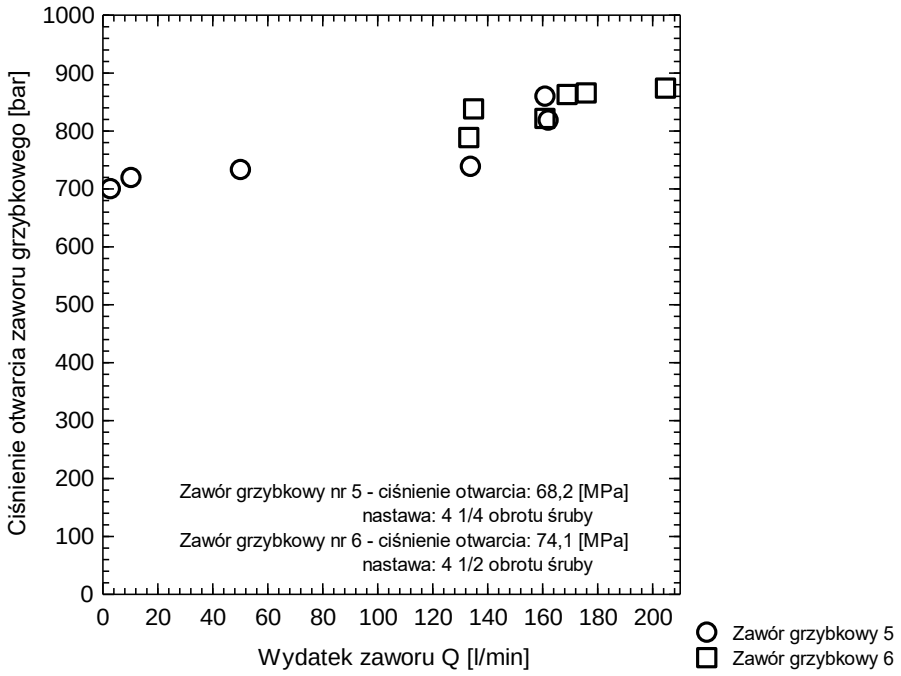
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zewnętrzny wypierając z niego poprzez zawór upustowy emulsję, ustalana była poprzez nastawy zaworów przelewowych o skończonej czułości i sterowanych ze stanowiska w sterowni prasy. Nastawiane w sterowni zakresy uzgadniane były każdorazowo wcześniej z prowadzącymi pomiary.

Następnie następowała wymiana zaworu na następny i przeprowadzano pomiary według procedury jak przedstawiona wyżej.

9.8. Rezultaty pomiarów

Ogółem pomiarom poddano wszystkich pięć zaworów: dwa grzybkowe i trzy suwakowe. Przeprowadzono ok. 60-ciu eksperymentów dla różnych prędkości obniżania górnego kowadła z uchwytem. Wyniki pomiarów pogrupowano według rezultatów dla poszczególnych zaworów. Obliczone na podstawie otrzymanych wykresów prędkości wsuwania się rdzennika wewnętrznego w rdzennik zewnętrzny pozwoliły (przy uwzględnieniu średnicy tłoka rdzennika wewnętrznego) na określenie rzeczywistych wydatków samych zaworów w określonych warunkach pracy. Tak uzyskane dane w powiązaniu z wartościami ciśnień otwarcia zaworów, umożliwiły wyznaczenie charakterystyk pracy dla każdego z badanych zaworów upustowych. Przykładowe rezultaty obliczeń parametrów pracy badanych zaworów przedstawiono na rysunkach 10 i 11.



Rys.10. Przykładowe rezultaty pracy zaworów grzybkowych nr 5 i nr 6 otrzymane z pomiarów na prasie kuźniczej HSW w Stalowej Woli [4]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

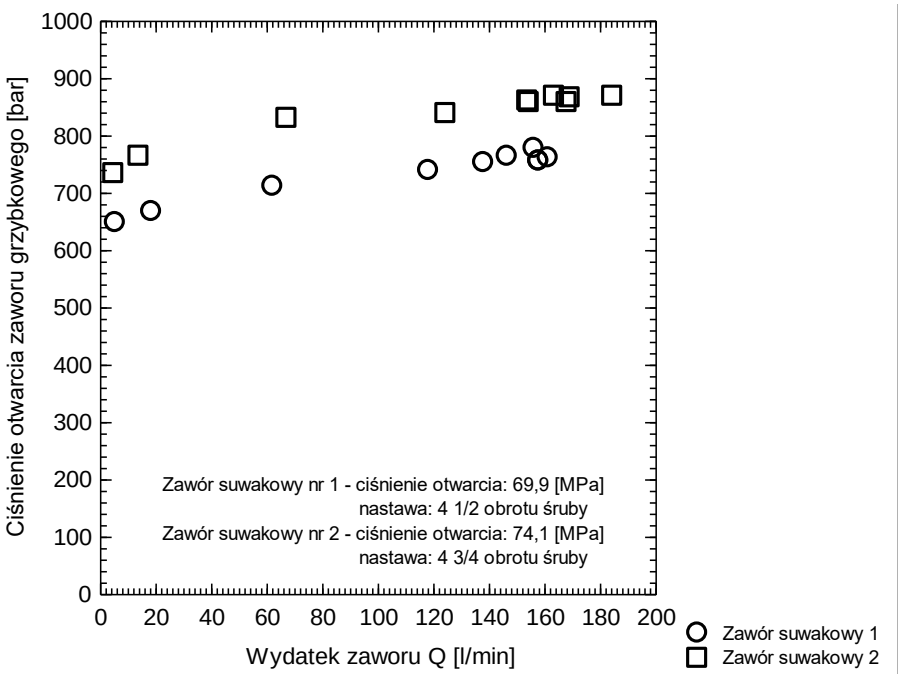
Pomiary wydatku emulsji dla wszystkich pięciu egzemplarzy badanych zaworów pozwoliły stwierdzić, że wydatki te oscylują w granicach:

$$Q_{MAXZAWORU} = 0 \div 205 \text{ [l/min]}$$

Pamiętać jednak należy, że otrzymana wydajność mogłaby być większa, gdyby kowadło ściskającej prasy kuźniczej dysponowało większą prędkością opuszczania. Było to jednak niemożliwe z uwagi na konstrukcję urządzenia, które przeznaczone jest do formowania elementów stalowych drogą wywierania nacisku na zgniatany materiał przy określonej prędkości limitowanej nie tylko konstrukcją układu hydraulicznego samej prasy, ale przede wszystkim wymogami i warunkami technologii zgniatania, które prasa ta ma spełniać. Graniczna maksymalna prędkość jaką uzyskano podczas wciskania rdzennika wewnętrznego w rdzennik zewnętrzny oscylowała wokół wartości:

$$V_{MAX\ RDZENNIKA\ WEWNĘTRZNEGO} = 0{,}08 \text{ [m/s]}$$

Zaprojektowane zawory upustowe drugiej kolejności działania przeznaczone są do kontroli ciśnienia emulsji w przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego. Oznacza to, że mogą mieć zastosowanie tylko w przypadku, gdy wysokość zabezpieczania eksploatowanej ściany wymaga wysunięcia rdzennika wewnętrznego w stojakach stosowanej obudowy, co oznacza pracę stojaka teleskopowego w pełnym zakresie jego wysuwu.



Rys.11. Przykładowe rezultaty pracy zaworów suwakowych nr 1 i nr 2 otrzymane z pomiarów na prasie kuźniczej HSW w Stalowej Woli [4]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

10. Wnioski

Podstawowym elementem decydującym o właściwej podporności sekcji są stojaki hydrauliczne, jak dotąd bez zabezpieczeń chroniących je przed nadmiernym przeciążeniem, które ma miejsce właśnie podczas tąpnięcia i które dewastuje najczęściej układ hydrauliczny z braku przezeń podatności na gwałtowne skoki ciśnień spowodowane niemożnością szybkiego upustu emulsji z przestrzeni roboczych siłowników.

Proponowane rozwiązanie umożliwia w przypadku dynamicznego obciążenia stojaka wykorzystanie wewnętrznej przestrzeni pod rdzennikiem wewnętrznym jako najbliższej, dodatkowo wolnej i dostępnej przestrzeni na usuwanie emulsji. Wykorzystanie tej przestrzeni jest możliwe dzięki zamontowaniu w górnej części rdzennika wewnętrznego specjalnego zaworu szybko-upustowego. Wyprowadzana tamtędy emulsja znacząco obniży powstający skok ciśnienia w układzie hydraulicznym podczas tąpnięcia.

W prezentowanym urządzeniu wykorzystano podstawowe i zunifikowane typowe zespoły i elementy wytwarzane przez renomowane firmy tak krajowe, jak europejskie. Elementy i zespoły odpowiadają wymaganiom aktualnie obowiązujących norm. Z przedstawionego rozeznania wynika, że cechy techniczne tak upodatnionej obudowy zmechanizowanej znacznie się różnią od cech i parametrów wyrobów firm, które można uznać za konkurencyjne.

Zasadniczo nieznane są rozwiązania innych firm, które można by uznać za analogiczne z rozwiązaniem będącym przedmiotem projektu. Wszystkie znane autorom projektu konstrukcje w ograniczonym obszarze realizują powierzoną im funkcję upodatniania obudowy. Ich podstawową wadą jest brak stabilności parametrów wydajnościowych w czasie oraz znaczna histereza ciśnienia zamknięcia wypływu, spowodowana sekwencyjnym działaniem zaworów pierwszego i drugiego stopnia. W dotychczasowych zastosowaniach zawór upustowy obudowy zmechanizowanej pełnił rolę zaworu dodatkowego, którego zadaniem było ograniczenie dynamicznych przyrostów ciśnienia do bezpiecznej wartości, a zrzut emulsji z zaworu upustowego następował na zewnątrz układu hydraulicznego.

Zaproponowana konstrukcja zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym spełnia z powodzeniem funkcję bezpiecznika drugiego lub trzeciego stopnia, chroniąc stojak obudowy przed nadmiernymi obciążeniami.

W świetle powyższych rozważań (Rozdz. 7) wydaje się, że do przyszłości będzie należała generacja zaworów bezpieczeństwa (upustowych) o kącie odchylenia pierwotnej strugi emulsji znacznie przekraczającym kąt 90^0 ($\Theta << 0^0$).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Podziękowanie

Autorzy składają serdeczne podziękowania Wszystkim Pracownikom FMiU TAGOR S.A. w Tarnowskich Górach oraz w Zabrzu za pomoc w realizacji pracy.

Szczególne słowa podziękowania autorzy kierują również pod adresem Pracowników Kuźni HSW Stalowa Wola za umożliwienie i pomoc w przeprowadzeniu badań na prasie kuźniczej w warunkach przypominających rzeczywiste warunki pracy obudowy górniczej.

Literatura

1. Irresberger H., Gräwe F., Migenda P.: Zmechanizowane obudowy ścianowe. Podręcznik dla praktyków. Tiefenbach Polska Sp. z o.o. Katowice 2003.
2. Kalukiewicz A., Marianowski J.: Nowe rozwiązanie zabezpieczeń funkcjonowania upodatnionej obudowy zmechanizowanej. Napędy i Sterowanie, 2011 nr 7/8, s.32-36.
3. Kalukiewicz. A., Marianowski J., Kipczak P.: Przeprowadzenie badań stanowiskowych stojaka do upodatnionej obudowy dużej podporności. Umowa nr 5.5.130.900 (TK/54/10), AGH Kraków 2010 (praca nie publikowana).
4. Kalukiewicz A., Marianowski J., Kipczak P.: Opracowanie, wykonanie i badania modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne obudowy zmechanizowanej przed tąpaniami. Zadanie nr 1, 2, 3, 4, 5. Umowa nr 5.5.130.566 (TK/239/12). AGH Kraków 2014 (praca nie publikowana).
5. Kalukiewicz A., Marianowski J., Kipczak P.: Opracowanie, wykonanie i badania modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne obudowy zmechanizowanej przed tąpaniami. Raport. Umowa nr 5.5.130.566 (TK/239/12). AGH Kraków 2014 (praca nie publikowana).
6. Korecki Z.: Napędy i sterowanie hydrauliczne maszyn górniczych. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
7. Marianowski J.: Gdzie ukryła się siła hydrodynamiczna w charakterystyce zaworu ciśnieniowego. Konferencja CYLINDER 2010. Monografia, KOMAG Instytut Techniki Górniczej, Gliwice 2010, s.111-122.
8. Marianowski J.: Siła hydrodynamiczna w charakterystyce zaworu ciśnieniowego. Hydraulika i Pneumatyka, Wrocław 2011, R XXXI, nr 2 s. 12-15.
9. Marianowski J.: Rola siły hydrodynamicznej w wyznaczaniu charakterystyki zaworu ciśnieniowego. Konferencja CYLINDER 2013. Monografia, KOMAG Instytut Techniki Górniczej Gliwice 2013, s.193-207.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

10. Marianowski J., Kalukiewicz A.: Kontrola przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego w stojaku teleskopowym próbą remedium na zjawiska gwałtownych osunięć stropu. Konferencja KOMTECH 2013 Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Monografia, KOMAG Instytut Techniki Górniczej, Gliwice 2013, s.177-188.
11. Smużyński P.: Obudowy zmechanizowane. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

INDEKS AUTORÓW

Badura S.
Bałaga D.
Bartoszek S.
Bydłoń L.
Cebula D.
Cheluszka P.
Ciszyńska E.
Dąbek P.
Deja P.
Doległo L.
Dolipski M.
Dudek M.
Drwięga A.
Dźwiarek M.
Figiel A.
Fuksa D.
Gajda Ł.
Gil J.
Gondek H.
Jagoda J.
Jankowski T.
Jasiulek D.
Jaszczuk M.
Jaszczyk Ł.
Jura J.
Kalita M.
Kalukiewicz A.
Kania J.
Kasprzyczak L.
Kipczak P.
Kłeczek Z.
Kotwica K.
Kozłowski J.
Koźmiński M.
Krzak Ł.
Kubiesa R.
Latos M.
Lesisz R.
Mann R.
Marcińczyk M.
Marianowski J.
Michalak D.
Miedziński B.
Mueller Ch.
Neruda J.
Nikodem M.
Pelczarski M.
Polnik B.
Pokorny J.
Prostański D.
Remiorz E.
Rogala-Rojek J.
Rozmus M.
Rusinek J.
Siedlaczek A.
Siegmund M.
Sobota P.
Stanek E.
Stankiewicz K.
Stoiński K.
Strawiński T.
Szewerda K.
Szymczak Sz.
Świder J.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Tokarczyk J.
Trenczek S.
Turewicz A.
Tytko S.
Wierzbicka D.
Wilusz P.
Winkler T.
Wojtas P.
Wolny S.
Wołczyk W.
Woszczyński M.
Zachura A.
Zając R.
Zasadni W.
Żuczek R.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

STRESZCZENIA

Korzyści z optymalizacji procesów górniczych

Christoph Mueller

Wzrost produktywności ma kluczowe znaczenie w czasach wysokich kosztów prowadzania działalności górniczych. Do tej pory zwiększoną efektywność produkcji zapewniały inwestycje związane z mechanizacją i automatyzacją zakładu górniczego. Niestety ceny nowych systemów nie zawsze pozwalają na ich amortyzację. Inne sektory przemysłu znalazły odpowiedź na ten problem, dokonując tym samym kolejnego kroku w kierunku wzrostu efektywności. Optymalizacja procesu zarządzania pozwoliła na obniżenie do minimum kosztów produkcji, podnosząc jednocześnie wydajność. Ten sam zabieg w przypadku przemysłu wydobywczego pozwoli na wysoką konkurencyjność nawet w czasach niskich cen surowców mineralnych. Optymalizacja procesu zakłada wykorzystanie informacji, nie surowych danych, w czasie rzeczywistym w celu podjęcia natychmiastowych i najbardziej trafnych decyzji w ciągu cyklu produkcyjnego. Informacje te powinny być w sposób ciągły prezentowane kadrze zarządzającej, pozwalając na reakcję w przypadku niespodziewanych awarii i rutynowych zadań. Projekt OPTI-MINE, współfinansowany przez Europejski fundusz RFCS w latach 2011-2014, zakładał prezentację możliwości optymalizacji w różnych aspektach produkcji górniczej, bazując na pracy pięciu różnych europejskich kopalni. W rozdziale przedstawiono korzyści optymalizacji oraz przykłady jej

SUMMARY

Benefits and implementation of Process Optimization in Mining

Christoph Mueller

Enhancing the efficiency in underground mining is crucial to keep the operations profitable especially in times of low product prices. Up to now, the increase of operational efficiency and productivity mainly originated from mechanization and automation. However in most cases today, the incremental cost in any further step of mechanization and automation are so high, that often the amortization is questionable. At the same time, the utilization of the valuable equipment working in the mine still is relatively low compared to other manufacturing or process industries. These industries already have demonstrated the next big step in efficiency increase: The optimization of the operational processes in the entire factory to increase production at the lowest possible cost. Process Optimization therefore also in mining has the biggest potential to make the next big step in productivity increase in order to keep competitive even at low commodity prices. Implementing Process Optimization first of all means to gather usable information (not raw data) from the process in real time and to process as well as to visualize this information in a way so the process managers are able to make instant decisions with the goals of minimizing the monetary impact of an unexpected happening in the mine and maximizing the production output. During the "OPTI-MINE" project funded by the European Union's RFCS program during 2011-2014, the application of

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zastosowania w zakładach produkcji węgla. Nawet częściowe wprowadzenie proponowanych usprawnień w ramach projektu OPTI-MINE pozwoliło na znaczące podniesienie wydajności.

process optimization technologies was successfully demonstrated in different aspects in five European coal mines. This paper focuses on the benefits and implementation of process optimization projects for underground mining so the benefits can be proven already after comparatively small implementation steps with limited investments using the examples from the OPTIMINE project.

Standaryzacja w przesyle informacji - podstawą obniżenia kosztów integracji systemów

Michał Koźmiński, Christoph Mueller

Opisano wpływ standaryzacji wymiany informacji na proces integracji systemów produkcji w kopalni. Idea standaryzacji wymiany danych jest powszechnie stosowana w innych sektorach przemysłu. Pozytywne rezultaty takiego podejścia skłoniły liderów rynku wydobywczego do założenia w 2000 roku organizacji IREDES (Rock Excavation Data Exchange Standard) w celu wspólnego tworzenia profili komunikacyjnych dla maszyn mobilnych, a następnie dla całej gamy urządzeń pracujących pod ziemią. Przedstawiono przykłady rzeczywistego zastosowania standardu oraz obszary jego zastosowania.

Standardization of information exchange – essential for cost efficient systems integration

Michał Koźmiński, Christoph Mueller

This chapter presents and explains the influence of standardization of information exchange on the integration of mining production systems. The idea of information exchange standardization is widely utilized in many other sectors of industry. The great results of this approach convinced the leaders in the mining industry to establish an organization in 2000 called International Rock Excavation Data Exchange Standard [1]. The objective was to jointly work on the communication profiles, first for the mobile machines and later on all kind of underground equipment and devices. The paper is based on real life applications and introduces future areas of usage.

System UGPS – wykorzystanie systemu lokalizacji pod ziemią

Szymon Szymczak, Tomasz Jankowski, Maciej Nikodem

Zaprezentowano system bezprzewodowego pozycjonowania z dokładnością poniżej 1 metra przeznaczony dla górniczych wyrobisk podziemnych. Przedstawiono możliwości integracji systemu z infrastrukturą podziemną

Underground GPS (UGPS) - precondition for location based services underground

Szymon Szymczak, Tomasz Jankowski, Maciej Nikodem

This chapter presents a radio frequency based sub-meter accuracy wireless positioning system for underground mining environments. The application example integrates the system with the mine's network infrastructure where

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

kopalni i podano przykłady dziedzin, w których wymiana danych i lokalizacja obiektów przyniosłaby wymierne korzyści. System pozwala na zwiększenie bezpieczeństwa pracy w kopalni, udostępniając jednocześnie funkcjonalność wspierającą optymalizację logistyki i procesów wydobywczych. System UGPS, oparty na standardowej infrastrukturze sieciowej, ma potencjał stania się uniwersalnym środkiem wymiany danych na całej przestrzeni kopalni.

accurate positioning accompanied by data exchange can provide measurable benefits. The system increases mine safety and enables completely new location based services for e.g. logistics and production efficiency. The UGPS has the potential to become a single field communication system supported by standard networks in the main workings and infrastructure roadways.

Efektywność kompleksów ścianowych w aspekcie planowania i harmonogramowania produkcji

Efficiency of longwall systems in the aspect of production planning and scheduling

Łucjan Gajda, Leszek Doległo

Łucjan Gajda, Leszek Doległo

Omówiono najważniejsze aspekty efektywności kompleksów ścianowych, ze szczególnym uwzględnieniem funkcji posiadanych narzędzi planowania i monitorowania produkcji stosowanych w Kompanii Węglowej S.A. W ostatnich latach obserwuje się zahamowanie wzrostu, a w niektórych przypadkach nawet regres wskaźników wydajnościowych ścian wydobywczych. Z tego względu niezwykle ważny jest dalszy rozwój analizy i oceny efektywności produkcji i podejmowanie działań konsekwentnego planowania. Szczególną uwagę zwrócono na implikacje harmonogramowania produkcji w systemie informatycznym.

The most important aspects of efficiency of longwall systems with special attention paid to functions of production planning and monitoring tools used in Coal Company S.A. are discussed. In recent years, inhibition of production increase is observed and in some cases we can observe even a regress in longwall mining output. That is why further analyses and assessment of production efficiency as well as realization of consistent planning are important. Special attention is paid to implication in production scheduling in the information system.

Kierunki rozwoju maszyn do mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych

Directions for development of mechanical mining machines for roadways excavation in hard rocks

Krzysztof Kotwica

Krzysztof Kotwica

Przedstawiono problemy związane z mechanicznym drążeniem wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych. Opisano obecnie stosowane rozwiązania kombajnów chodnikowych oraz przedstawiono kierunki rozwoju maszyn do mechanicznego drążenia wyrobisk

The chapter presents the problems associated with mechanical excavation of roadways in hard rocks. The currently used solutions of roadheaders and directions of the development of machinery for mechanical excavation of roadways in hard rocks, allowing for

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

korytarzowych w skałach zwięzłych pozwalające na efektywne wykonywanie tych wyrobisk. Opisano zarówno nowe rozwiązania konstrukcyjne kombajnów chodnikowych, jak też narzędzi urabiających i ich uchwytów oraz urządzeń do prac pomocniczych.

efficient excavation of these pits, were described. Describes both new construction solutions of, roadheaders, cutting heads as well as mining tools and their holders and ancillary equipment.

Efektywne technologie eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego

Dariusz Fuksa, Piotr Kipczak, Ewa Ciszyńska

Scharakteryzowano stosowane obecnie technologie eksploatacji pokładów węgla kamiennego charakteryzujących się małą miąższością i kwalifikowanych do zasobów pozabilansowych. Szczególną uwagę zwrócono na możliwości efektywnego wydobywania takich złóż węgla przy wykorzystaniu kompleksów strugowych. Wskazano na uwarunkowania możliwości ich stosowania w górnictwie węglowym. Na przykładzie rzeczywistej kopalni węgla kamiennego wykazano wymierne efekty wynikające z eksploatacji niskiej ściany.

Effective technologies of mining thin seams of hard coal

Dariusz Fuksa, Piotr Kipczak, Ewa Ciszyńska

Currently used technologies of mining the coal seams of low thickness and qualified as non-commercial ones, are discussed. Special attention has been paid to the possibility of the effective exploitation of coal deposits using plough complexes. The conditions of possibility of their application in coal mining industry are indicated. Measurable effects resulting from mining low longwall are indicated on the example of real coal.

Rozwój systemu transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, a możliwości jego wykorzystania

Wojciech Zasadni, Józef Rusinek, Jan Kania

Istotnym elementem w transporcie kolejkami podwieszonymi jest bezpieczna prędkość z jaką jest on wykonywany. Dotyczy to transportu materiałów, a także jazdy ludzi. Na podstawie analizy rozwiązań technicznych w stosowanych systemach transportu stwierdzono, że należy zwiększyć jego prędkość z zachowaniem warunków bezpieczeństwa. Przedmiotem analizy była prędkość prowadzenia jazdy ludzi w kopalni X. Poprzez zwiększenie prędkości jazdy ludzi uzyskuje się wymierne korzyści ekonomiczne w postaci wydłużenia czasu pracy na danym stanowisku.

Development of transportation by suspended monorails with own drive and possibility of its use

Wojciech Zasadni, Józef Rusinek, Jan Kania

Safe speed is a very important factor when it comes about suspended monorail transport – it concerns personnel and material transport as well. Based on our analysis regarding technical solutions to be used in transport systems we do think that speed should be increased under safety conditions. Personnel transport speed in X Mine was an issue to be analyzed. Rational economic profits are gained by increasing the speed as working time in longer.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Typoszereg wciągników łańcuchowych efektem współpracy Instytutu Techniki Górniczej KOMAG z Fabryką Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o.

Paweł Dąbek, Przemysław Deja, Marek Kalita

Ograniczone przestrzenie wyrobisk górniczych oraz stosowanie systemów mechanizacyjnych o coraz to większych masach, wymaga stosowania innowacyjnych rozwiązań urządzeń dźwignicowych. W rozdziale przedstawiono rozwiązania konstrukcyjne wciągników łańcuchowych będących efektem współpracy Instytutu Techniki Górniczej KOMAG oraz Fabryki Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o. Wciągniki przeznaczone są do wspomagania prac montażowych w podziemnych wyrobiskach górniczych o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Mogą być one stosowane w komorach montażowych i innych miejscach, gdzie istnieje możliwość ich stacjonarnego zamocowania. Prezentowane urządzenia mogą również stanowić wyposażenie zestawów transportowych ciągników manewrowych oraz kolejek podwieszonych.

Type-series of chain hoists as the result of collaboration of KOMAG Institute of Mining Technology with Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o

Paweł Dąbek, Przemysław Deja, Marek Kalita

Confined space of mine workings as well as use of heavier mechanization systems requires innovative solutions of hoisting machines. Designs of chain hoisting machines developed in collaboration of KOMAG Institute of Mining Technology with Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o., are presented. The hoisting machines are designed to support assembling operations in mine underground workings of "a", "b" and "c" degree of methane explosion hazard and of "A" and "B" class of coal dust explosion hazard. They can be used in assembly chambers and other places, where there is a possibility of their stationary fixation. The presented machines can also be used as an equipment of manoeuvring drive trains and suspended monorails.

Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie do zastosowania w strefach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego

Danuta Cebula, Dominik Bałaga, Marek Kalita, Dariusz Prostański, Michał Siegmund

Automatyzacja górniczych instalacji wodnych stwarza możliwość sterowania zdalnego lub automatycznego. Przeszkodą w jej wdrożeniu w podziemnych zakładach górniczych jest ograniczona dostępność na rynku zaworów elektromagnetycznych z atestem dla stref

Type-series of check valves controlled electrically for use in areas threatened by methane and coal dust explosion hazard

Danuta Cebula, Dominik Bałaga, Marek Kalita, Dariusz Prostański, Michał Siegmund

Automation of mine water installations creates a possibility of remote and automatic control. Lack on the market of electromagnetic valves with certificate for use in areas threatened by methane and coal dust explosion hazard (Ex I) is an obstacle in its implementation in

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego (Ex I). W rozdziale zaprezentowano typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie do stosowania w strefach zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego. Omówiono ich budowę, zasadę działania i przedstawiono podstawowe parametry techniczne.

underground mining plants. Type-series of check valves controlled electrically, intended for use in areas threatened by methane and/or coal dust explosion hazard is presented. Design of valves and their principle of operation as well as technical parameters are discussed.

Innowacyjny system napinania łańcucha w przenośniku zgrzebłowym

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota

W Instytucie Mechanizacji Górnictwa Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej został opracowany innowacyjny algorytm sterowania nadążnym napinaniem łańcucha zgrzebłowego w przenośniku ścianowym ASTEN. Prezentowany algorytm składa się z dwóch modułów ASTEN/C i ASTEN/P. Pierwszy z nich oblicza wartość przesunięcia kadłuba napędu na podstawie sygnałów z czujników zwisu łańcucha i czujników położenia zgrzebeł umieszczonych odpowiednio przy napędzie wysypowym i zwrotnym. Drugi moduł analizuje natężenie prądu lub moc pobieraną przez silniki napędowe przenośnika.

Innovative system for tensioning of chain in flight-bar conveyor

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota

The innovative ASTEN algorithm has been developed in the Institute of Mining Mechanization, Faculty of Mining and Geology, Silesian University of Technology. It was applied in automatic follow-up chain tension system in heavy duty face conveyors. The presented algorithm consists of two subsystems ASTEN/C and ASTEN/P. The first one calculates the value drive frame displacement based on signals from chain slack and scrapers position sensors placed respectively by main drive and auxiliary drive. The second subsystem analyses current value or drives power consumption.

System posuwu Flextrack zwiększający trwałość i niezawodność napędu kombajnu ścianowego

Adam Zachura, Robert Żuczek

Zużycie zębów koła napędowego kombajnu ścianowego prowadzi do częstych wymian tego kosztownego elementu. Przyczyną jest instalowanie coraz większych mocy napędów przy istniejących ograniczeniach systemów posuwu. W celu częściowego rozwiązania ww. problemów w ramach projektu Flextrack dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju

Flextrack advance system increasing life and reliability of longwall shearer's drive

Adam Zachura, Robert Żuczek

Increased wear of drive wheel teeth in a longwall shearer requires frequent replacement of this expensive component, due to use of high power drives and geometrical limitations to the advance systems. A concept of innovative Flextrack advance system, which enables limiting the high pressing stresses between cooperating surfaces of drive wheel and tooth gear (according to

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

opracowano innowacyjny system posuwu umożliwiający ograniczenie dużych wartości naprężeń dociskowych, według Hertza, pomiędzy współpracującymi powierzchniami koła napędowego i zębatki. Istotą systemu jest zębatka składająca się z pojedynczych segmentów, z których każdy zawiera tylko jeden ząb. Ściany boczne zębatki posiadają bieżnie o kształcie kulistym, usytuowane na współpracujących ze sobą powierzchniach kolejnych segmentów. Taka konstrukcja powoduje, że segmenty mają możliwość wzajemnego ułożenia się, nie zmieniając przy tym podziałki pomiędzy kolejnymi zębami. Powierzchnie bieżni segmentów zębatki mają możliwość poprzecznego i wzdłużnego pochylenia, ograniczonego jedynie specjalnym prowadnikiem. Tak wykonana zębatka posuwu zezwala na bardzo elastyczne pokonywanie poziomych i pionowych przegięć trasy przenośnika, po której przemieszcza się kombajn. Badania materiałowe przeprowadzono z zastosowaniem wysokowytrzymałego żeliwa sferoidalnego EN-GJS-1200-2 oraz staliwa L20HGSNM. Wykonanie odlewów segmentów zębatki w technologii odlewania precyzyjnego pozwoli na uzyskanie wysokich dokładności współpracujących powierzchni kulistych i powierzchni flanki zęba współpracującego z kołem napędowym. Przyjęta technologia odlewania zapewni wysoką powtarzalność oraz obniżenie kosztów wykonania segmentu zębatki. Przewiduje się, że w konstrukcji systemu posuwu wpłyną na wydłużenie okresu eksploatacji kół napędowych i ograniczenie prac serwisowych w trudnych warunkach pracy.

Hertz), was developed. Tooth gear, which consists of single segments, each with only one tooth, is the main component of Flextrack advance system. Side walls of tooth gear have tacks of spherical shape located on the surfaces of the segments cooperating with each other. Such design causes that the segments can be settled down against each other, with no need to change the pitch between the teeth. The surfaces of tracks of tooth gear segments can incline transversely and longitudinally, what is limited only by a special guide. Advance system tooth gear, made in such way, enables to overcome horizontal and vertical inclinations of conveyor route, on which the shearer moves. Material model accepted for numerical analyses assumed the use of high strength spheroidal cast iron EN-GJS-1200-2 and L20HGSNM cast steel. Manufacture of casts of tooth gear segments in a precise casting technology enables to obtain high accuracy of cooperating spherical surfaces as well as surfaces of flank of tooth cooperating with drive wheel. Accepted casting technology ensures high repeatability and reduction of cost of a single tooth gear segment, assuming serial manufacture. Changes applied to design of advance system will increase operational life of drive wheels, significantly reducing the maintenance time in very dangerous conditions.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dynamiczny system napinania taśmy w podziemnym przenośniku taśmowym z zastosowaniem bębna sprężynowego

Przemysław Wilusz, Leszek Bydłoń

Przedstawiono zastosowanie oraz budowę dynamicznego systemu napinania taśmy w podziemnym przenośniku taśmowym, przy użyciu bębna sprężynowego, jako alternatywę dla układów hydraulicznych.

Dynamic system of belt tensioning in underground conveyor using the spring drum

Przemysław Wilusz, Leszek Bydłoń

Design and use of dynamic system of belt tensioning in underground conveyor using spring drum as an alternative to hydraulic systems are described.

Wspomaganie procesu konfiguracji i oceny środków pomocniczego transportu kopalnianego przy użyciu systemu STD

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz, Kamil Szewerda

Przedstawiono modułowy system wspomagania transportu kopalnianego STD (ang. Safe Trans Design) w wersji 2.0, opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG. Jest on rozwinięciem systemu STD w wersji 1.0, który wdrożono w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.. Zaprezentowano nowy interfejs użytkownika systemu, składający się z modułów tematycznych: konfiguratora kolejek podwieszonych, oceny i raportowania, analiz kolizyjności oraz analiz dynamicznych. Omówiono cechy użytkowe systemu i korzyści wynikające z jego stosowania.

Supporting the configuration and assessment of mine auxiliary transportation system by use of STD system

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz, Kamil Szewerda

Modular system of Safe Trans Design (STD) system - version 2.0 developed in the KOMAG Institute of Mining Technology is discussed. This system is an upgrading of the STD in version 1.0, which was implemented in the mines of Jastrzebska Coal Company JSC. New interface of user system, consisting of the following thematic modules: configurator of suspended monorail, assessment and reporting, collision analyses as well as dynamic analyses is presented. Utility features and the advantages of using the system are discussed.

Narzędzia informatyczne podwyższające kompetencje interpersonalne osób dozoru ruchu i kompetencje fachowe robotników - Projekt PROFI

Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus, Radosław Lesisz, Wojciech Wołczyk

Istotnym elementem tworzenia bezpiecznych warunków pracy jest

Information tools shaping interpersonal competences of supervision staff and skills of workers – PROFI project

Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus, Radosław Lesisz, Wojciech Wołczyk

Providing workers with necessary knowledge about hazards and risks as

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

szkolenie pracowników w zakresie zagrożeń oraz ryzyka, jak również kształtowanie umiejętności praktycznego wykorzystania pozyskanej wiedzy. W rozdziale przedstawiono innowacyjne narzędzia informatyczne oraz nowoczesne formy prezentacji wiedzy na potrzeby kształtowania umiejętności technicznych i interpersonalnych. Przedstawiono przykłady rozwiązań z zakresu zaawansowanej wizualizacji komputerowej, materiałów interaktywnych oraz list kontrolnych. Prezentowane rozwiązania są efektem realizacji projektu PROFI, finansowanego w ramach Programu Badań Stosowanych, ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju.

well as with skills to use this knowledge in practice is a significant element of creation of safe working conditions. Advanced information tools and modern forms of knowledge presentation for shaping of technical and interpersonal skills are presented in the article. Examples of solutions such as advanced computer visualizations, interactive materials and checklists are presented. The presented solutions are result of PROFI project, funded within Applied Research Programme, from budget of National Centre for Research and Development.

Wirtualne prototypowanie w tworzeniu algorytmu sterowania przenośnikiem zgrzebłowym

Kamil Szewerda

Przedstawiono innowacyjną metodę wspomagania tworzenia algorytmu sterowania pracą napędów przenośnika zgrzebłowego, z zastosowaniem technik wirtualnego prototypowania. Metodę opracowano w ramach projektu ICON dofinansowanego w ramach ścieżki programowej In-Tech ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju. Zastosowanie analiz numerycznych oraz co-symulacji pomiędzy oprogramowaniem klasy MBS i MatLab\Simulink pozwoliło na testowanie oraz doskonalenie algorytmu sterowania przenośnika na etapie jego projektowania. Zastosowanie opracowanej metody pozwoliło również na skrócenie czasu badań stanowiskowych i obniżenie ich kosztów.

Virtual prototyping in creation of algorithm for control of flight-bar conveyor

Kamil Szewerda

Innovative method for aiding the creation of algorithm for control of drives in flight-bar conveyors using the virtual prototyping technology is presented. The method was developed within the ICON project financed within the In-Tech programme of The National Centre for Research and development. Numerical analyses and co-simulation between MBS class software and MatLab\ Simulink enabled testing and improvement of the control algorithm for the conveyor at the stage of its designing. Use of the developed method also enabled shortening time of stand tests and reduction of their costs.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Systemy wbudowane w zespołach sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji dla górnictwa

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Mariusz Latos

Przedstawiono koncepcję systemu wbudowanego (embedded system) w zespołach sterowania, diagnostyki oraz wizualizacji. Projekt i implementacja oprogramowania w złożonych systemach sterowania maszyn wymaga dużych nakładów finansowych. Rozwiązaniem tych problemów może być zastosowanie systemu wbudowanego. System wbudowany znacznie przyśpiesza i usprawnia pracę nad przygotowaniem i wdrożeniem oprogramowania sterującego pracą modułów urządzenia oraz poszerza możliwość adaptacji i modyfikacji urządzenia. Omówiono budowę modułu bazowego systemu sterowania i wizualizacji opartego o system wbudowany, który będzie wykorzystany w pracach realizowanych w ITG KOMAG. Podano podstawowe informacje na temat systemów wbudowanych, możliwości ich zastosowania, a także platform sprzętowych wykorzystanych do ich uruchomienia.

Systems installed in control and diagnostics units as well as visualization for the mining industry

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Mariusz Latos

The concept of embedded system in the control units, diagnostics units as well as visualization is presented. Designing and implementation of software in the complex systems for controlling the machines require high investment costs. Embedded system can be a solution of the problem. The embedded system significantly speeds up and facilitates the work on preparation and implementation of software controlling the operation of machine modules as well as it extends the possibilities of adaptation and modification of the machine. The module of basic control and visualization system using the embedded system, which will be used in the projects realized in KOMAG, is discussed. General information on the embedded systems , possibilities of their application as well as on the hardware platforms used for their starting up, are given.

Inteligentne systemy sterowania ruchem ścianowych przenośników zgrzebłowych produkcji Kopex Machinery S.A

Stanisław Tytko, Eugeniusz Stanek, Adam Siedlaczek

Przedstawiono osiągnięcia firmy KOPEX Machinery Zakład Rybnik w zakresie rozwoju konstrukcji i wprowadzania innowacyjnych rozwiązań w górniczych przenośnikach zgrzebłowych. Zaprezentowano innowacyjne rozwiązania, które

Intelligent systems for controlling the operation of flight-bar conveyors manufactured by KOPEX Machinery S.A.

Stanisław Tytko, Eugeniusz Stanek, Adam Siedlaczek

Achievements of KOPEX Machinery Rybnik Works in designing and implementation of innovative solutions used in mine flight-bar conveyors are presented. These innovative solutions are the result of increasing demand of users

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

są wynikiem rosnących wymagań użytkowników oraz wieloletnich doświadczeń RYFAMY w produkcji przenośników zgrzebłowych dla potrzeb górnictwa węglowego. Omówiono inteligentne systemy sterowania pracą przenośników, które staną się bazą do wdrożenia systemów pełnej automatyzacji pracy kompleksu ścianowego przy jego bardzo dużej dyspozycyjności oraz bezpieczeństwie użytkowania.

and of many years of RYFAMA experience in manufacture of flight-bar conveyors for the mining industry. The intelligent control systems for flight-bar conveyors, which will be used in implementation of fully automated operation of longwall systems, securing its very high availability and safety, are discussed.

Rozbudowa funkcjonalności systemu rozproszonego sterowania KOGASTER

Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Łukasz Krzak

ITG KOMAG prowadzi prace rozwojowe i wdrożeniowe układów sterowania rozproszonego przeznaczonego do zabudowy w maszynach i urządzeniach górniczych. Wynikiem prowadzonych prac jest opracowany system sterowania KOGASTER bazujący na magistrali CAN, wykorzystujący obwody iskrobezpieczne. Zastosowanie struktury rozproszonej oraz iskrobezpiecznej [3] magistrali CAN posiada szereg zalet opisanych w niniejszym rozdziale. Przedstawiono moduły systemu wraz z nowoopracowywanymi modułami pomiaru prądu MPP-1 oraz sterowania MIS-1. Urządzenia te powstały w odpowiedzi na potrzeby rynkowe stawiane systemom sterowania maszyn oraz urządzeń górniczych i stanową kolejne rozszerzenie funkcjonalności systemu sterowania KOGASTER i oferowanego przez PHU Gabrypol Sp. J.

Extension of functionality of fuzzy logic KOGASTER control system

Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Łukasz Krzak

KOMAG realizes the research and implementation projects on the fuzzy control systems intended to be installed in mining machines and equipment. The KOGASTER control system basing on Controller Area Network (CAN) with use of intrinsically safe circuits, is the project result. Use of fuzzy logic structure and intrinsically safe [3] CAN has some advantages describe in the chapter. Modules of the system together with newly designing modules of current measurement MPP-1 as well as control modules MIS-1 are presented. These devices are the response to market demands put to the mining machines' control systems and they are the next extension of functionality of KOGASTER control system offered by PHU Gabrypol Sp. J.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówień hydrauliki sterującej zmechanizowanej obudowy ścianowej – według KW ZRP Bieruń

Jan Gil, Ryszard Kubiesa, Kazimierz Stoiński

Zgodnie z Ustawą „Prawo zamówień publicznych" przy zakupie kompletnych układów sterujących zmechanizowaną obudową ścianową należy określić wymagania dla układów równoważnych. Niniejsza monografia przedstawia podstawowe wytyczne w oparciu o wewnętrzny dokument Kompanii Węglowej S.A. - „Wymagania przedmiotowe dla dostaw kompletnych układów sterowania obudów zmechanizowanych oraz wymagane dokumenty potwierdzające ich spełnienie", którymi kierują się komisje przetargowe tworząc specyfikację istotnych warunków zamówień (SIWZ).

Priorytety sterowania w algorytmie dedykowanym do przenośników pracujących na dużym nachyleniu

Andrzej Drwięga

Algorytm sterowania pracą napędów ścianowego przenośnika zgrzebłowego, opracowany w ramach projektu ICON, koncentruje się na przenośnikach słabo nachylonych, gdzie priorytetem jest wyrównywanie mocy pobieranej przez napędy, przy zachowaniu właściwego napięcia dolnej i górnej nitki łańcucha zgrzebłowego. Ponieważ zapotrzebowanie na moc przenośnika zgrzebłowego zmienia się wraz z nachyleniem, nie jest możliwe utworzenie jednego uniwersalnego algorytmu sterowania dla przenośników pracujących na różnych nachyleniach. W rozdziale omówiono zagadnienia dotyczące najistotniejszych różnic w algorytmie sterowania dedykowanym dla przenośników poziomych lub słabo nachylonych oraz pracujących na większym nachyleniu, w zakresie 18°-22°.

Specification of Important Request Conditions for the control hydraulics in powered roof supports – according to KW ZRP Bieruń coal mine

Jan Gil, Ryszard Kubiesa, Kazimierz Stoiński

According to Government Procurement in Poland, when buying the complete systems for control of powered roof supports the requirements for equivalent systems should be specified. The described project presents general purchase guidelines based on internal document of Kompania Węglowa S.A. – "Requirements to delivery of complete systems for control of powered roof supports and the required documents confirming their meeting", which are used by tender commissions to prepare Specification of Important Request Conditions (SIWZ).

Control priorities in the algorithm dedicated to conveyors operating on inclinations"

Andrzej Drwięga

Algorithm for control of AFC drives, which was initially developed within the ICON project, is focused on slightly inclined conveyors, where balancing the power consumed by drives keeping the proper tension in lower and upper line, is the priority. As a demand for AFC power changes with changing inclination, it is impossible to develop one universal control algorithm for the conveyors operating on different inclinations. The problems of most important differences between control algorithm for horizontal or slightly inclined conveyors and the algorithm for AFCs operating on larger inclination, in the range 18°-22°, are discussed.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Definiowanie wymagań technicznych oraz wymagań bezpieczeństwa maszyn i urządzeń górniczych w normach krajowych

Romana Zając, Dorota Wierzbicka

Bezpieczeństwo wyrobu jest kluczowym zagadnieniem, mającym swoje odzwierciedlenie w przepisach i zastosowaniach praktycznych. Istotnym jego elementem, zapewniającym spełnienie wymagań technicznych, powtarzalności i jakości wykonania są normy. W rozdziale przedstawiono zagadnienia związane z krajową działalnością normalizacyjną oraz efekty prac normalizacyjnych dwóch Komitetów Technicznych prowadzonych przez ITG KOMAG w zakresie definiowania wymagań na rzecz bezpieczeństwa maszyn i urządzeń górniczych.

Defining in the Polish standards the technical requirements and safety requirements for mining machines and equipment

Romana Zając, Dorota Wierzbicka

Product safety is the key issue, which is reflected in regulations and in practical use. Standards ensure meeting the technical requirements, repeatability and quality of manufacture. Problems associated with the Polish standardization and effects of standardization work of two Technical Committees, carried out by the KOMAG Institute of Mining Technology as regards defining the requirements for safety of mining machines and equipment, are presented.

Zagrożenia techniczne w aspekcie możliwości inicjacji wybuchu w kopalniach

Stanisław Trenczek, Piotr Wojtas

Omówiono najistotniejsze czynniki charakteryzujące zagrożenia techniczne występujące w kopalniach węgla kamiennego. Na tle statystyki wypadków zaistniałych w 2013 r. w kopalniach przedstawiono najczęściej występujące przyczyny związane z zagrożeniami technicznymi. Przypomniano warunki jakie muszą wystąpić, by doszło do wybuchu metanu lub/i wybuchu pyłu węglowego w kopalniach węgla kamiennego. Na przykładowych zdarzeniach związanych z wybuchami omówiono ich inicjały w kontekście zagrożeń technicznych.

Technical hazards in the aspect of possible ignition of explosion in mines

Stanisław Trenczek, Piotr Wojtas

The most crucial factors characterizing technical hazards, which may occur in hard coal mines, have been discussed. The most common reasons related to technical hazards are presented against the background of statistics of accidents, which happened in 2013 in mines. The conditions, which have to occur to come to explosions of methane and/or coal dust in underground coal mines are reminded. The examples of events related to explosions and their initials are presented in the context of technical hazards.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Ocena ryzyka w procesie projektowania maszyn i urządzeń przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych

Andrzej Figiel

Jednym z podstawowych elementów procesu projektowania maszyny i urządzenia, który ma decydujący wpływ na bezpieczeństwo ich użytkowania, jest prawidłowo przeprowadzona ocena ryzyka. Jej wyniki mają wpływ na konstrukcję wyrobu oraz treść instrukcji przekazywanych użytkownikowi. Dodatkowo udokumentowane wyniki oceny ryzyka stanowią dowód wypełnienia przez producenta obowiązków wynikających z systemu oceny zgodności wyrobów wprowadzanych do obrotu handlowego. W oparciu o wieloletnie doświadczenia Zakładu Badań Atestacyjnych Jednostki Certyfikującej ITG KOMAG przedstawiono zasady prawidłowo przeprowadzanej oceny ryzyka i wyboru środków redukujące ryzyko do akceptowalnego poziomu.

Risk assessment in the process of designing the machines and equipment to be used in mining plants

Andrzej Figiel

Proper assessment of risk is one of the key elements in designing the machines and equipment, which has a significant impact on the safety of their use. Results of assessment have impact on product design and instructions delivered to the user. Additionally documented results of risk assessment prove that the manufacturer meets the obligations resulting from the system for assessment of conformity of commercialized products. The principles of proper risk assessment and selection of measures reducing the risk to acceptable level are presented, basing on many years' experience of the Division of Attestation Tests, Certifying Body at the KOMG Institute of Mining Technology

Prowokowanie wstrząsów górotworu techniką strzelniczą

Zdzisław Kłeczek

Praca stanowi próbę udzielenia odpowiedzi na pytanie, czy istnieją możliwości ograniczenia zagrożenia, mającego swe źródło we wstrząsach górotworu? Pytanie to jest aktualne nie tylko z uwagi na wywołane wstrząsami górotworu tapania, lecz również z powodu coraz większego wzrostu zagrożenia wstrząsami górotworu na powierzchni terenu. Wzrost tego zagrożenia pojawia się w nowych rejonach, w granicach obszarów górniczych kopalń m.in. „Piast", „Ziemowit", „Wujek" (Ruch Śląsk),

Rock mass bumps provocation by the blasting technology

Zdzisław Kłeczek

The author tries to answer the question if it is possible to reduce the hazard resulting from rock mass bumps. This question is important not only due to rock mass bumps, but also due to increasing hazard of such bumps on the surface. This hazard increases in new areas of mines, such as "Piast", "Ziemowit", "Wujek" (Ruch Śląsk), where mining damages of the surface objects become a social problem. Provocation of rock mass bumps by blasting technology in areas, which are the source of bumps (rigid and strong burst-prone roofs, tectonic

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

gdzie szkody górnicze w obiektach powierzchniowych nabierają coraz większego znaczenia o charakterze społecznym. W oparciu o wieloletnie doświadczenia kopalń rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A. zaproponowano prowokowanie wstrząsów górotworu techniką strzelniczą w rejonach stanowiących źródło wstrząsu (sztywne i mocne stropy wstrząsogenne, zaburzenia tektoniczne).

disturbances), is suggested in a result of many years' experience of copper ore mines in KGHM Polska Miedź S.A.

Określenie wymaganych poziomów odporności na defekty funkcji bezpieczeństwa realizowanych w maszynach górniczych

Marek Dźwiarek, Tomasz Strawiński

Przedstawiono praktyczny przykład postępowania w procesie określania wymagań bezpieczeństwa funkcjonalnego do funkcji bezpieczeństwa występujących w maszynach górniczych. Na podstawie wizji lokalnych oraz konsultacji z doświadczonymi pracownikami górnictwa zidentyfikowano najpowszechniej występujące rodzaje maszyn górniczych. W przypadku każdej maszyny przeprowadzono identyfikację zagrożeń oraz określono funkcje bezpieczeństwa przewidziane do redukcji ryzyka zawiązanego z tymi zagrożeniami. Na podstawie oceny ryzyka prowadzonego wg norm PN-EN 62061 i PN-EN ISO 13849-1 przypisano do każdej funkcji wymagany poziom odporności na defekty.

Determination of required resistance to faults in safety of mining machines

Marek Dźwiarek, Tomasz Strawiński

Practical example of dealing with the process of determination of functional safety requirements for safety functions in mining machinery has been presented in the chapter. Basing on the conclusions arrived at after some visits to machine workplace sites as well as consultations with the fellow professionals most common mining machines have been identified. For each machine the hazards were identified and the safety functions expected to reduce risks posed by those hazards were defined. Basing on the risk assessment performed according to standards PN-EN 62061 and PN-EN ISO 13849-1 the required fault resistance level was determined for each aforementioned function.

Algorytm wyznaczania Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa SIL

Leszek Kasprzyczak

Przedstawiono algorytm wyznaczania Poziomu Nienaruszalności Bezpieczeństwa SIL układów sterowania związanych z bezpieczeństwem, które

The algorithm of determination of Safety Integrity Level SIL

Leszek Kasprzyczak

The algorithm of determination of Safety Integrity Level SIL of control systems related with safety which are applied in machinery are presented. SIL of a

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

stosowane są w maszynach. SIL podsystemu wyznacza się na podstawie parametrów diagnostycznych DC (Diagnostic Coverage) i SFF (Safe Failure Fraction), odporności na uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną CCF/β (Common Cause Failure), średniego czasu do uszkodzenia MTTF (Mean Time To Failure) oraz architektury układu HFT (Hardware Fault Tolerance). W rozdziale podano definicje tych parametrów. W dziedzinie bezpieczeństwa maszyn, poziomy SIL wyznacza się w oparciu o normę PN-EN 62061:2008 zharmonizowaną z dyrektywą maszynową 2006/42/WE.

subsystem is determined on the basis of diagnostic parameters DC (Diagnostic Coverage) and SFF (Safe Failure Fraction), immunity for Common Cause Failure CCF/β, Mean Time To Failure MTTF and system architecture HFT (Hardware Fault Tolerance). The definitions of these parameters were given in the article. In the domain of the machinery safety, SIL levels are determined based on the standard PN-EN 62061:2008 which is harmonized with machine directive 2006/42/EC.

Kryteria projektowe dla zmechanizowanych obudów ścianowych według procedur zakładowych KW ZRP

Jan Gil, Ryszard Kubiesa, Kazimierz Stoiński

Eksploatacja pokładów zagrożonych wstrząsami górotworu wymaga ze względów bezpieczeństwa pracy, przystosowanie zmechanizowanych obudów ścianowych do zwiększonych możliwości przejmowania obciążeń dynamicznych. Monografia niniejsza przedstawia aktualny stan wiedzy w zakresie oceny prognozowanych obciążeń dynamicznych obudowy oraz kryteria projektowe dla zmechanizowanych obudów ścianowych według procedur zakładowych KW ZRP-Bieruń. Przykładowo przedstawiono koncepcję opracowaną w ZRP-Bieruń i wdrożoną do stosowania układu sterowania stojakiem hydraulicznym zmechanizowanej obudowy ścianowej, wpisującej się w praktyczne wykorzystanie przyjętych procedur zakładowych.

Designing criteria for powered roof supports according to procedures of KW ZRP mine

Jan Gil, Ryszard Kubiesa, Kazimierz Stoiński

Due to work safety reason, mining the seams threatened by rock mass bumps requires adaptation of powered roof supports to higher dynamic loads. State-of-the-art in the assessment of expected dynamic loads to roof supports as well as the designing criteria for powered roof supports according to procedures of ZRP-Bieruń coal mine are presented. A concept developed at ZRP-Bieruń, implemented in control system of hydraulic leg of powered roof supports and meeting the accepted procedures is given.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

„Exonik" - pneumatyczna kamizelka stabilizująca dynamicznie układ ruchu człowieka

Michał Pelczarski

Przedstawiono genezę powstania i zakres możliwości działania prototypu ochronnej kamizelki stabilizującej dynamicznie układ kręgosłupa i stawu biodrowego człowieka celem zmniejszenia efektów dolegliwości mięśniowo – szkieletowych, spowodowanych ekspozycją na ergonomiczne czynniki ryzyka, występujące na stanowisku pracy oraz w aktywności pozazawodowej. Kamizelka pełni funkcję ultralekkiego i niskobudżetowego egzo-szkieletu z modułami cięgnowo-sprężynowymi oraz komorami pneumatycznymi. Przedstawiany prototyp przeszedł pomyślnie pierwsze testy, które wykazują przydatność kamizelki w pracy fizycznej, jak i podczas wypoczynku. Obserwuje się szybki spadek bolesności okolic przykręgosłupowych spowodowany odciążeniem, intensywnie eksploatowanych mięśni przykręgosłupowych oraz krążków międzykręgowych, a wyniki badań pokazują, iż kamizelka pozwala na redukcję obciążenia tych struktur o ok 25%, co pozwala na ochronę tych struktur podczas pracy lub szybszą regenerację podczas rehabilitacji.

"Exonik" – pneumatic jacket stabilizing dynamically the human locomotor system

Michał Pelczarski

Origin and scope of operation of the prototype of protecting jacket stabilizing dynamically the human spine and hip to reduce the musculo-skeletal disorders, which are caused by exposition to ergonomic risk factors at workplace and during non-work activity, are presented. The jacket plays the role of ultra-light and low-cost egzo-skeleton with string-and-spring modules and pneumatic chambers. Presented prototype successfully passed the tests, which show the usefulness of the jacket during physical work and while resting. Quick relief of pain in paraspinal area, intensively exploited paraspinal muscles and intervertebral discs is observed, and the results of tests show that the jacket enables to reduce the load to these structures by about 25%, what allows their protection during work or faster recovery during rehabilitation.

Badania kombajnu ścianowego typu KSW-800NE prowadzone w ramach projektu INERG

Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski

Przedstawiono opis zakończonego etapu prób i badań nowego górniczego kombajnu ścianowego typu KSW-800NE produkcji Kopex Machinery S.A. Opis zawiera podstawowe informacje dotyczące przebiegu badań producenta maszyny oraz analizy uzyskanych wyników. Główny nacisk w rozdziale

Tests of KSW-800NE longwall shearer carried out within the INERG project

Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski

The chapter presents the conclusion of testing the new longwall shearer of KSW-800NE type produced by Kopex Machinery SA. The specification includes detailed information concerning the development evidence and the analysis of the achieved results. Particular emphasis was placed on the

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

położono na wnioski dotyczące poprawności działania rozwiązań zastosowanych w kombajnie.

Badania eksploatacyjne wybranych podsystemów kombajnu KSW-800NE

Teodor Winkler, Sławomir Bartoszek, Łukasz Jaszczyk, Mariusz Latos, Bartosz Polnik, Dariusz Prostański, Joanna Rogala-Rojek, Magdalena Rozmus

Przedstawiono wyniki badań eksploatacyjnych kombajnu ścianowego KSW-800NE prowadzonych przez specjalistów Instytutu Techniki Górniczej KOMAG. Przedmiotem badań były System Diagnostyki, Identyfikacji Elementów Maszyny i Obserwacji Warunków Pracy, Podsystem Interaktywnej Dokumentacji Techniczno-Ruchowej oraz podsystem zraszania. Badania prowadzone były w KWK „Murcki-Staszic" Ruch „Boże Dary". W ramach tych badań przeprowadzono warsztaty dla pracowników kopalni, podczas których przedstawiono podstawowe funkcje poszczególnych podsystemów.

Badania wpływu kąta przyłożenia na obciążenie noża stożkowego

Marek Jaszczuk, Piotr Cheluszka, Rajmund Mann

Przedstawiono wyniki badań doświadczalnych i komputerowych wpływu kąta przyłożenia noża stożkowego na jego obciążenie, przeprowadzone w oparciu o model obciążenia noża stożkowego, uwzględniający tarcie noża o dno skrawu oraz miażdżenie skały w otoczeniu ostrza noża. Walidacja opracowanego modelu obciążenia noża urabiającego oraz identyfikacja jego parametrów przeprowadzona została w oparciu o badania stanowiskowe skrawania pojedynczymi

results concerning the operation correctness of the solutions applied in the longwall shearer.

Operational tests of the selected subsystems of KSW-800NE shearer

Teodor Winkler, Sławomir Bartoszek, Łukasz Jaszczyk, Mariusz Latos, Bartosz Polnik, Dariusz Prostański, Joanna Rogala-Rojek, Magdalena Rozmus

Results of operational tests of KSW-800NE longwall shearer carried out by the experts from KOMAG Institute of Mining Technology are presented in the chapter. System of Diagnostics, Identification of Machine Components and Monitoring the Working Conditions, Subdsystem of Interactive Technical Manual as well as spraying subsystem were the tests subject. The field tests were carried out in mining plant KWK "Staszic". Workshops for mine workers, during which main functions of individual subsystems were presented were organized.

Testing the impact of clearance angle on load to conical pick

Marek Jaszczuk, Piotr Cheluszka, Rajmund Mann

In the chapter the results of experimental and computer scientific research on influence of a conical pick clearance angle on its external load are presented. The model of a conical pick load includes friction of a pick material and a cutted rock as well as crushing of cutted material around the pick. Experimental stand results of cutting load of a pick were taken for model verification. The results of comparative analysis of cutting force component obtained on experi-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

nożami. Przedstawiono również wyniki analizy zgodności wartości siły skrawania uzyskanych z symulacji komputerowej oraz badań stanowiskowych.

mental way and from computer simulation are presented.

Badania i analiza układu zasilająco-sterującego górniczej lokomotywy akumulatorowej

Testing and analysis of supply and control system of mine battery locomotive

Bartosz Polnik, Bogdan Miedziński

Bartosz Polnik, Bogdan Miedziński

Przedstawiono wyniki badań i analizy pracy układu zasilająco-sterującego lokomotyw akumulatorowych Lea BM-12 oraz Lea 12P3A przeprowadzonych w warunkach rzeczywistych w kopalni. Badania prowadzono pod kątem dynamiki procesu hamowania elektrycznego, z rekuperacją energii. Przedstawiono przykładowe przebiegi parametrów elektrycznych (prądu płynącego z łącznika energoelektronicznego do baterii akumulatorów) oraz środowiskowych (wydzielającego się wodoru z baterii akumulatorów).

The chapter presents the results of tests and analysis of the operation of the power and control system of Lea BM-12, and Lea 12P3A battery locomotives carried out in real conditions in the mine. The tests were conducted in terms of the dynamics of the electric braking process, with recuperation of energy. Sample electrical parameters (current flowing from the switch to battery power electronics) and environmental (evolved hydrogen battery) are given.

Dynamika uderzenia skały w taśmę przenośnika taśmowego z podstawką udarową

Dynamics of rock hit on a belt of the conveyor with the impact support

Horst Gondek, Jiří Neruda, Jiří Pokorný

Horst Gondek, Jiří Neruda, Jiří Pokorný

Przedstawiono zagadnienia związane dynamiką uderzenia skały w taśmę dla nowego rozwiązania z podstawką udarową, która w sposób zasadniczy obniża liczbę przebić taśmy przenośnika, a tym samym przedłuża jej żywotność.

The problems of dynamics of rock hit on the belt for the new design with impact support, which significantly reduces number of conveyor belt punctures and in a result extends its life, are presented.

Metoda wyznaczania wydłużeń sprężystych łańcucha zgrzebłowego w algorytmie ASTEN

Method of determination of elastic elongations of scraper chain in ASTEN algorithm

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota

Marian Dolipski, Piotr Cheluszka, Eryk Remiorz, Piotr Sobota

W czasie ruchu przenośnika ścianowego łańcuch ulega zmiennym wydłużeniom sprężystym o dużej wartości. W rozdziale

During a longwall scraper conveyor operation, chains undergo elastic elongations of variable and high value.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przedstawiono sposób wyznaczania wydłużeń sprężystych gałęzi ładownej przenośnika ścianowego na podstawie obciążenia silników napędowych dla potrzeb algorytmu nadążnego napinania łańcucha zgrzebłowego ASTEN. W wyniku analizy wyznaczono wartości przedziałów obciążenia oraz wartości współczynników usytuowania urobku na przenośniku z uwzględnieniem położenia urobku w różnych strefach gałęzi górnej przenośnika i częstości obciążania tych stref urobkiem dla potrzeb modułu algorytmu ASTEN/P.

The method of determination of the top strand elastic elongations in AFC based on drive motors loads for the application in the follow-up chain tension algorithm ASTEN has been presented in this paper. As a result of investigations the values of loads range and coefficients of output location on a conveyor's top strand taking into account location of output in different top strand zones and their load frequency for the use in ASTEN/P algorithm.

Wykorzystanie przestrzeni pod tłokiem rdzennika wewnętrznego stojaka teleskopowego do łagodzenia zjawisk gwałtownych osunięć stropu

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz, Piotr Kipczak

Przedstawiono istotę wykorzystania obszaru pod tłokiem rdzennika II stopnia siłownika teleskopowego do ochrony obudowy zmechanizowanej przed nadmiernymi i gwałtownymi osunięciami stropu. Zaproponowano umieszczenie zaworu upustowego na tłoczysku rdzennika wewnętrznego stojaka. Wykonane prototypowe egzemplarze zaworów poddano weryfikacji doświadczalnej na stacji prób. Rezultaty pomiarów przedstawiono graficznie na wykresach.

Utilization of space under a piston of internal upper prop of a telescope prop in the aim of sudden phenomena attenuation in a roof failure

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz, Piotr Kipczak

The chapter presents an essence of utilization of the space under an upper prop piston of a second stage telescopic cylinder to protect powered roof supports against excessive and violent roof collapse. One has been suggested the location of release-valve /oversize one/ on upper prop piston rod of inner prop. The prototype specimens of the valves have been taken to the experimental verification in a test station. The results of measurements are shown in a form of diagrams.

System rekuperacji energii cieplnej – badania i zastosowanie

Jerzy Świder, Mariusz Woszczyński, Krzysztof Stankiewicz

Przedstawiono prace prowadzone w ITG KOMAG w celu opracowania metod i technik umożliwiających odzyskiwanie i przetwarzanie energii cieplnej na energię elektryczną. Omówiono koncep-

System for recuperation of thermal energy – tests and use

Jerzy Świder, Mariusz Woszczyński, Krzysztof Stankiewicz

The projects on development of the methods and technologies that enable recovery and conversion of thermal energy into electric energy carried out in KOMAG are presented. The concept of

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

cję modelu rekuperatora oraz jego cechy, na przykładzie silnika spalinowego. Zaprezentowano prototyp innowacyjnego kontrolera, z wbudowanym algorytmem śledzenia maksymalnego punktu mocy (MPPT - maximum power point tracking). Wskazano możliwe pola zastosowania proponowanej techniki rekuperacji energii cieplnej.

model of the recuperator as well as its parameters are discussed on the example of diesel engine. The prototype of innovative controller with installed maximum power point tracking (MPPT) algorithm is given. Possible areas of using the suggested technology for recovery of thermal energy are specified.

Bezpieczne, awaryjne (krańcowe) hamowanie naczyń górniczych urządzeń wyciągowych

Stanisław Wolny, Stanisław Badura

Przedstawiono problem obciążeń dynamicznych elementów nośnych naczynia wydobywczego w warunkach hamowania awaryjnego (krańcowego) górniczego urządzenia wyciągowego. Podano zależności, które pozwolą wyznaczyć na przykład maksymalną wartość obciążenia zawieszeń naczyń i lin wyrównawczych, jak również zmienność tego obciążenia w czasie dla określonego stadium eksploatacji górniczego urządzenia wyciągowego. Zwrócono również uwagę na problem opóźnień naczyń w warunkach hamowania krańcowego. Wyniki tych rozważań mogą być pomocne przy prognozowaniu czasu bezpiecznej eksploatacji elementów nośnych urządzeń wyciągowych.

Safe emergency (end) braking of conveyances in mine hoisting machines

Stanisław Wolny, Stanisław Badura

The problem of dynamic loads to bearing components of conveyance in the case of emergency (end) braking of mine hoisting machine is presented. Relationships, which enable to determine e.g. maximal load to suspension of conveyances and balance ropes as well as changeability of this load in time for the specified stage of operation of mine hoisting machine, are given. The attention is also paid to the problem of deceleration of conveyances during end braking. The results of these discussions can be useful in predicting the time of safe operation of bearing components of hoisting machines.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)